E 1433

1

VOLUMUL XIX

1968

IANUARIE

REVISTA MINELOR

COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

Funicularul Aninoasa — Preparația Coroești

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 1 1968

MŰSZAKI EGYETEM KÖNYVTÁRA DOKUMENTÁCIÓS OSZTÁLY 1883

CUPRINS

Abraham, L. — **Noutăţi în prepararea cărbunilor (I)** . . . . . 1— 8

Văcaru, I. ş.a. — **Consideraţii asupra injectării apei sub presiune prin găuri lungi de sondă la E. M. Anina** . . . . . 9—18

Gurău, A. — **Contribuţii la metoda microtectonică pentru studiul statistic al geometriei structurii plicative epimetamorfice din zona zăcămintelor Veţel—Muncelul Mic** . . . . . 19—23

David, B, Filip, Gh. şi Tătaru, S. — **Comportarea unor schimbători de ioni în condiţiile hidrometalurgiei uraniului** . . . . . 24—29

Recenzii

Ştiri

Informaţii

Documentare

COMITETUL DE REDACŢIE

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. dr. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

TEMATICA REVISTEI MINELOR

1968

I. Geologie

— Progrese în geologia de exploatare a zăcămintelor
— Criterii de exploatabilitate a zăcămintelor
— Sporirea eficienţei lucrărilor de prospecţiuni şi explorări
— Perfecţionarea metodelor de prospecţiuni şi explorări
— Metode noi în cercetarea geologică şi interpretarea rezultatelor obţinute
— Probleme ale explorării zăcămintelor prin foraje
— Zăcăminte noi de substanţe minerale utile şi posibilităţile de valorificare a acestora
— Probleme de geologie economică
— Condiţiile care determină valorificarea substanţelor minerale nemetalifere
— Descoperiri geologice.

II. Construcţia minelor noi, lucrări de deschidere

— Orientări noi în construcţia minelor
— Raţionalizarea utilajelor şi operaţiilor de perforare—puşcare şi eficienţa economică a acestora
— Progrese în domeniul producerii şi utilizării explozivilor simpli
— Rezultate tehnico-economice la săparea lucrărilor miniere în diferite condiţii geologico-miniere
— Rezultate obţinute în sporirea vitezei de înaintare a lucrărilor miniere.

III. Metode de exploatare

— Rezultate obţinute prin experimentarea, introducerea şi extinderea metodelor de exploatare la minele de minereuri
— Rezultate obţinute prin aplicarea metodelor perfecţionate de exploatare a stratelor de cărbuni.
— Probleme ale exploatării la zi a zăcămintelor de lignit.
— Tendinţe moderne în domeniul metodelor de exploatare.
— Asecarea zăcămintelor de lignit.
— Reducerea pierderilor şi diluţiei la exploatarea minereurilor metalifere.

IV. Susţinere

— Susţinerea lucrărilor miniere la minele de cărbuni şi minereuri.
— Extinderea folosirii de înlocuitori ai lemnului în minele de cărbuni şi minereuri.
— Mecanizarea operaţiilor de susţinere.
— Dirijarea presiunii la exploatarea zăcămintelor de minereuri şi de cărbuni.
— Perfecţionarea operaţiilor de rambleiere.

V. Mecanizare şi automatizare

— Mecanizarea săpării lucrărilor miniere.
— Realizări noi în domeniul mecanizării tăierii cărbunelui.
— Extinderea transportului mecanizat în abatajele minelor de minereuri.
— Rezultatele experimentării şi introducerii în producţie a noilor utilaje miniere.
— Probleme de automatizare a instalaţiilor miniere şi de preparare.
— Eficienţa mecanizării şi automatizării în industria minieră.
— Probleme de transport minier, tendinţe, utilaje, realizări.
— Probleme privind îmbunătăţirea proceselor de preparare.

VI. Preparare

— Rezultate obţinute în domeniul perfecţionării fluxurilor tehnologice de preparare.
— Cercetări cu privire la tehnologia preparării noilor tipuri de minereuri.
— Probleme de prelucrare metalurgică a concentratelor şi minereurilor.
— Probleme privind calitatea minereurilor şi concentratelor.
— Probleme de înnobilare a cărbunilor.
— Orientări şi rezultate obţinute în domeniul valorificării complexe a substanţelor minerale utile.
— Introducerea de noi reactivi de preparare şi eficienţa folosirii lor.
— Introducerea de noi metode de analiză fizico-chimică a minereurilor şi concentratelor şi eficienţa acestora.
— Probleme privind optimizarea proceselor de preparare.
— Probleme privind perfecţionarea utilajelor de preparare.
— Îmbunătăţirea controlului instalaţiilor de preparare.
— Progresul în domeniul metodelor de preparare.
— Probleme economice din domeniul preparării substanţelor minerale.
— Probleme ale epurării apelor reziduale în industria minieră.

VII. Protecţia muncii şi tehnica securităţii

— Utilaje şi aparataje electrice în construcţie antigrizutoasă fabricate în ţară şi străinătate.
— Probleme privind protecţia antigrizutoasă a utilajelor, aparatajelor şi reţelelor electrice din subteran.
— Perfecţionarea explozivilor antigrizutoşi şi a procedeelor de puşcare în minele cu metan.
— Rezultatele obţinute în combaterea şi prevenirea acumulărilor de metan, erupţiilor de metan şi cărbune şi a focurilor subterane.
— Combaterea prăfuirii în industria minieră.
— Procedee noi şi rezultate în prevenirea accidentelor şi îmbolnăvirilor profesionale.
— Analiza critică a unor avarii şi accidente produse la minele din ţară şi străinătate.

VIII. Organizare şi economie minieră

— Rezultate obţinute în organizarea ştiinţifică a producţiei şi a muncii în industria minieră.
— Probleme ale cercetării şi optimizării proceselor de producţie.
— Aplicarea programării în industria minieră.
— Programarea cu mărimi incerte.
— Cercetări operaţionale în industria minieră.
— Centre de calcul în industria minieră.
— Economia resurselor miniere.
— Probleme economice actuale ale mineritului.
— Probleme de conducere şi pregătire a cadrelor de conducere în industria extractivă.
— Informaţii statistice în industria minieră mondială.

ing. L. ABRAHAM

NOUTĂȚI ÎN PREPARAREA CĂRBUNILOR (I)

În Directivele celui de-al IX-lea Congres al P. C. R. se prevede o creștere importantă a producției de cărbuni în R. S. România : la 22 mil. t în 1970 și la 40 mil. t în 1975. Producția de huilă crește la circa 9 mil. t în 1970 și la circa 12 mil. t în 1975 [1]. În balanța energetică a țării, ponderea cărbunelui are o dinamică crescătoare, în timp ce țițeiul, gazul natural și lemnele primesc din ce în ce mai mult o utilizare superioară. Această tendință este ilustrată în tabela 1 și figura 1 [2].

În șesenalul 1960—1965, industria carboniferă din R. S. România s-a îmbogățit cu o instalație nouă de preparare la Coroești, cu o capacitate anuală de 3 mil. t. Acum, în lumina creșterii producției de huilă provenită din bazinul Văii Jiului, se conturează din nou necesitatea măririi capacității de preparare în acest bazin. În aceste împrejurări, apare oportună o privire de ansamblu asupra celor mai noi realizări ale tehnicii în acest domeniu. Într-un mare număr de țări cu industria carboniferă dezvoltată cărbunele este concurat de alte surse de energie primară mai ieftine și nu poate participa la competiție decît cu prețul unor eforturi supreme privind eficiența economică în subteran și la suprafață. Tocmai aceste eforturi, de a mări productivitatea și în același timp securitatea în mină duc, în general, la înrăutățirea calității cărbunilor bruți supuși preparării : creșterea conținutului de cenușă, de umiditate și de granulație măruntă, precum și la variații mari ale acestor caracteristici.

Dacă mai adăugăm că exigența consumatorilor privind calitatea cărbunilor preparați este în creștere, reiese că industria de preparare a cărbunilor este confruntată cu probleme dificile și că va putea realiza o reducere a cheltuielilor de preparare numai prin utilizarea judicioasă a avantajelor pe care le oferă tehnica nouă.

Producția mondială de huilă s-a ridicat în 1964 la 2,4 miliarde t. Repartiția ei pe țările producătoare cele mai importante și a R. S. România se vede în tabela 2, din care reiese că în frunte stau R. P. Chineză, S. U. A. și U. R. S. S., care la un loc dau 63% din producția mondială.

În aceeași tabelă s-a trecut și producția supusă cocsificării. Se menționează că în unele țări, ca Japonia și R.S. România, cărbunele supus cocsificării provine parțial din import. Ultima coloană arată cît la sută reprezintă producția supusă cocsificării, față de producția de huilă a țării. În medie, cota parte se ridică la circa 18% (pentru R. S. România consumul specific de cărbune este de 1,56 t/t cocs).

În tabela 3 este redată producția de cărbune a unor țări, defalcată în antracit, altfel de huilă și cărbune brun inclusiv lignit, precum și unele date privind prepararea antracitului și a huilei. Se relevă cantitățile importante de steril ales manual în țări ca Franța, Anglia, unde manopera este foarte costisitoare. Majoritatea acestui steril se alege prin împingere, deci cu efort fizic redus și productivitate mare.

În tabela 4, se vede participarea diferitelor procedee de sortare și de desecare la prepararea

Fig. 1. Structura bilanțului energetic.

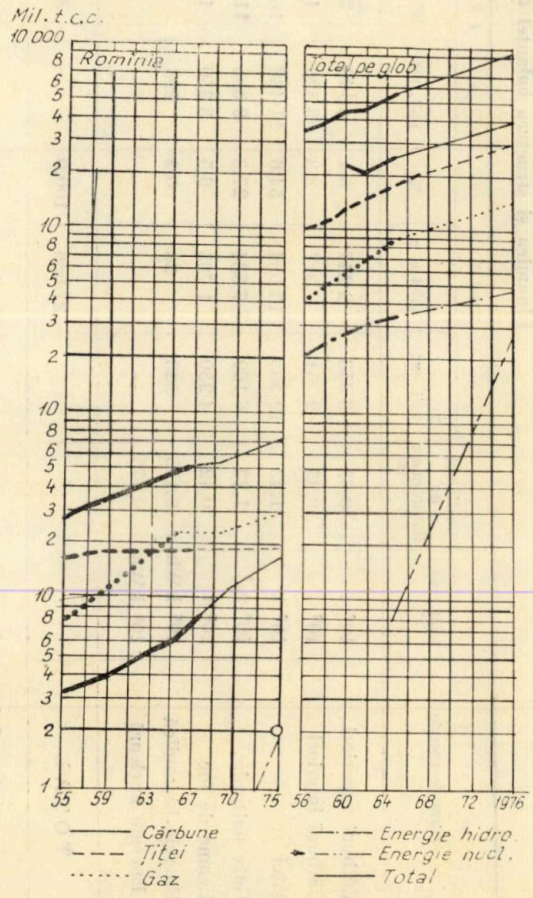


Tabela 1

Dinamica și structura balanței de energie primară în România

Sursa de energie	Unit. net.	Coeficient de transformare	1955			1959			1965			1970			1975		
			unit. net	10^3 t c. c	%	unit. net	10^3 t c. c.	%	unit. net	10^3 t c. c.	%	unit. net	10^3 t c. c.	%	unit. net	10^3 t c. c.	%
Cărbuni superiori	10^3 t	0,67	3 353	2 247	8,1	4 148	2 779	8,4	6 036	4 040	8,7	8 800	5 900	11.3	11 800	7 910	11,3
Cărbuni inferiori	10^3 t	0,33	2 751	917	3,3	3 829	1 259	3,8	6 059	2 000	4,3	13 400	4 422	8,5	29 300	9 660	13,8
Țiței	10^3 t	1,43	10 555	15 094	54,6	11 438	16 356	49,2	12 571	17 900	38,5	13 200	18 900	36,2	13 460	19 250	27,5
Gaze naturale	10^6 m^3	1,22	6 169	7 534	27,3	9 305	11 405	34,3	17 281	21 100	45,3	18 500	22 600	43,2	24 100	29 400	42,0
Lemne de foc	10^3 t	0,42	4 250	1 785	6,5	3 250	1 365	4,1	3 050	1 286	2,8	—	—	—	—	—	—
Energie hidraulică	10^6 kWh	0,175	323	56	0,2	298	52	0,2	1 005	174	0,4	2 500	438	0,8	10 000	1 750	2,5
Energie nucleară	10^6 kWh	0,175	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	11 600	2 030	2,9
TOTAL				27 636	100,0		33 216	100,0		46 500	100,0		52 260	100,0		70 000	100,0
Dinamica				59,4			71,4			100			112,5			150,0	

cărbunilor. Din tabelă reiese că zețajul se afirmă în continuare cu o pondere precumpănitoare în majoritatea țărilor. În unele țări totuși, spălarea în mediu dens, îndeosebi în suspensii de magnetită, a depășit ponderea zețajului. De asemenea, se remarcă ponderea importantă a flotației, care crește din an în an.

Prepoderența spălării în jgheaburi la noi în țară se explică prin faptul că preparațiile Petrila și Lupeni s-au construit în 1931, cînd procedeul

Tabela 2

Producția de huilă și cantitatea supusă cocsificării în țările producătoare de cărbuni cele mai importante [2] și în R. S. România [4] în anul 1964

Continentul	Țara	Producția de huilă		Supus cocsificării	
		mil. t	%	mil. t.	%
Africa		49,5			
	Republica Sud Africană	44,9	2,0	3,4	7,6
America		468,1			
	America de Sud	8,0			
	S. U. A.	449,5	19,9	81,1	18,0
Asia		709,2			
	China	560,0	24,8	15,0	2,7
	Japonia	50,9	2,2	18,6	36,4
	India	64,1	2,8	10,5	16,4
Australia		28,5	1,3	4,4	15,4
Europa		593,2			
	Belgia	21,3	0,9	9,7	45,5
	Anglia	196,7	8,7	25,9	13,2
	Franța	53,0	2,3	19,0	35,8
	Polonia	117,4	5,2	17,4	14,8
	Cehoslovacia	28,3	1,2	12,6	44,5
	U. R. S. S.	414,0	18,3	90,3	21,8
		2262,5	95,9	409,8	18,1
	România	5,9	0,25	1,7	29

Tabela 3

Componența producției de cărbune din antracit *A*, alt fel de huilă *B* și cărbune brun inclusiv lignit *L*, exprimată în combustibil convențional și cîteva date privitoare la prepararea lor în unele țări

Țară	Cota parte a tipurilor de cărbune			Supus sortării mecanice față de producția brută $A+B$, %	Steril ales manual $A+B$		Steril eliminat mecanic față de supus spălării, $A+B$, %
	A, %	*B*, %	*L*, %		mil. t/an	%	
S.U.A.	3,4	96,0	0,6	70,3	—	—	21,6
U.R.S.S.	14,2	59,6	26,2	36,5	—	—	34,6
Anglia	2,4	97,6	—	73,7	1,6	0,7	24,3
India	—	97,5	2,5	12,0	—	—	11,7
Franța	22,4	74,8	2,8	91,1	2,6	3,0	38,4
Japonia	4,4	94,3	1,3	99,6	2,2	2,9	35,1
Australia	—	100,0	—	64,7	0,1	0,3	18,9
Belgia	51,0	49,0	—	98,2	0,6	3,2	38,9
Canada	—	82,4	17,6	31,6	—	—	4,9
România	—	53,0	47,0	94,7	0,1	1,8	26,8

Tabela 4

Participarea diferitelor procedee la sortarea şi desecarea cărbunilor în anul 1964 [2]

	S.U.A., %	U.R.S.S., %	Anglia, %	Franţa, %	India, %	Japonia, %	Republica Sud-Africană, %	Australia, %	Belgia, %	Olanda, %	Canada, %	România, %
Sortare procedee umede zeţaj	47,0	43,1	75,0	42,1	38,9	79,8	28,0	52,1	28,9	63,3	95,0	13,0
mediu dens (gravitaţional)	27,2		18,2	46,9	57,1	5,1	62,0	30,2	45,5	17,4		18,4
Magnetită	16,5	6,0			44,8	4,7		19,1		14,7		
Nisip	9,8	0,2			12,3		32,0	4,0				
Alte medii	0,9					0,4		6,2		3,2		18,4
Cicloane		0,4		1,1	4,0	2,2	6,0	0,2	8,9	6,5		
Mese	13,2	0,2				1,3		16,2				
Jgheaburi	1,9	20,3	1,5			5,2		0,8	6,3			59,8
Altele	2,2			0,5		1,8	3,0		0,5	0,6	4,0	
Flotaţie	1,6	7,5	3,5	7,5		3,9	1,0	0,5	5,7	11,7	1,0	8,8
Procedee uscate	6,9	22,2	1,8	1,9		0,7			4,2			
Total	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Desecare şi uscare centrigufală mil. t.	—	—	—	11,7	1,4	0,9	0,3	1,8	2,5	5,0	—	1,1
Uscătoare termice, mil. t.	50,0	—	2,7	4,0	—	—	—	—	2,2	2,6	—	0,4

„rheo" era nou şi foarte economic. Trebuie menţionat că, datorită îmbunătăţirilor aduse pe parcurs de către personalul preparaţiilor, aceste instalaţii au dat rezultate satisfăcătoare cu privire la capacitate şi într-o măsură oarecare şi la selectivitate. Ceea ce determină uzura „morală" a acestor instalaţii este faptul că ele n-au putut fi automatizate, deci rămîn dependente de priceperea şi atenţia manipulanţilor şi că, datorită multelor repetiţii, duc la o degradare granulometrică accentuată.

Valorificarea cărbunilor

Valorificarea cărbunilor pe categorii de consumatori este în curs de modificare. Cantităţile consumate în centralele termoelectrice sînt în creştere puternică peste tot şi ponderea lor, actualmente aproximativ de 40%, are, de asemenea, tendinţă de creştere.

Cantităţile supuse cocsificării în U. R. S. S., S. U. A., Japonia, India sînt în creştere, în timp ce în ţările din apusul Europei sînt în scădere. În schimb, consumul pentru gaz de iluminat prezintă o scădere generală. La fel de generală este scăderea consumului de cărbune al căilor ferate.

Consumul de cărbune în alte industrii arată tendinţe diferite după ţări, în linii mari asemănătoare cu cele pentru cocsificare. În sfîrşit, consumul neindustrial de cărbune a scăzut în ţările apusene, dar a crescut mult în U. R. S. S.

Pe măsura epuizării rezervelor de ţiţei şi gaze, precum şi în funcţie de raportul dintre preţul benzinei şi preţul cărbunelui, se întrezăreşte utilizarea cărbunilor pentru fabricarea combustibililor lichizi [6].

În R. S. România se prevede o creştere importantă a producţiei de cărbune pentru termocentrale şi pentru consumul casnic. De asemenea, va creşte cantitatea de cărbune pentru cocs şi semicocs, folosit în industria siderurgică. În schimb consumul de cărbuni al căilor ferate va scădea.

Valorificarea sterilului

Din tabela 3 se desprinde cantitatea imensă de steril ce se extrage o dată cu producţia valorificabilă de cărbune. La sterilul eliminat mecanic şi manual la spălătorii şi separaţii se adaugă piatra de la înaintări şi cenuşa de la centrale termice.

Sterilul de la spălătoriile de cărbune are, în general, un conţinut de cenuşă cuprins între 70 şi 85%, în cazuri izolate însă şi 35%.

Sterilul de la flotaţie are de obicei un conţinut de cenuşă mai scăzut (70—75%) şi în multe cazuri flotaţia a fost pusă în funcţie numai pentru evitarea poluării apelor naturale.

Există o preocupare crescîndă pentru utilizarea acestor deşeuri a căror gospodărire grevează foarte mult industria carboniferă.

Dintre posibilităţile de valorificare a sterilului amintim procedeul Surschiste, aplicat în Franţa [7] pentru fabricarea cărămizilor. După uscare şi măcinare sterilul se amestecă cu apă şi pasta formată urmează fluxul fabricării cărămizilor: extrudere, tăiere, uscare, calcinare. Conţinutul de material cărbunos din steril contribuie la arderea cărămizilor.

După cercetătorii polonezi [8], producţia de deşeuri din industria carboniferă a R. P. Polone în 1963 s-a ridicat la cantităţile arătate în tabela 5.

Mai mult de jumătate din aceste deşeuri este folosită pentru nivelarea terenurilor, ca rambleu şi pentru materiale de construcţie.

Întreprinderea polono-maghiară Haldex exploatează unele halde vechi, în care conţinutul de cărbune — 1,6 se ridică la cel puţin 18% [9]. Sortarea se face în esenţă cu ajutorul hidrocicloanelor. Utilizarea sterilului definitiv se face în

funcție de compoziția chimică, pentru fabricarea cărămizilor, adaos la cărămizi ușoare, agregate expandate, adaos la fabricarea cimentului.

Tabela 5

Sort	Cantitatea, mii t
Piatră din mină	14 219
Steril de la sortarea cărbunilor	7 471
Steril de la spălarea cărbunilor	10 387
Zgură și cenușă	1 558
Total	33 635

Menționăm că sterilul ars din haldele vechi de la Anina se folosește, în ultimul timp, datorită însușirilor sale refractare, în amestec cu argilă de la Suncuiuș pentru fabricarea cărămizilor (comunicare personală din partea ing. I. Jurca).

Operații pregătitoare

În unele cazuri, îndeosebi dacă extracția se face cu schip, prepararea cărbunilor începe în subteran [10]. Ea constă din sfărîmarea bucăților mari și eliminarea corpurilor străine (lemne, fier), care ar putea bloca căile de transport. La unele exploatări miniere se face o preclasare, sortarea blocurilor și concasarea lor la dimensiunea limită a spălării, cîteodată și omogenizarea producției cu ajutorul unor silozuri. Această tratare prealabilă îmbunătățește productivitatea transportului cu schip și poate suplini separația de la suprafață.

În scopul reducerii prețului de cost, există o tendință generală de concentrare a producției în unități cît mai mari, atît miniere, cît și de preparare. De aici urmează o reducere a numărului de instalații, în același timp cu creșterea tonajului tratat.

Un exemplu este preparația Freyming (Lorena, Franța), care tratează 1 400 t/h cărbune 0 — 150 mm și înlocuiește trei separații și două spălătorii. Economia realizată prin concentrare este de 47% [11].

În urma concetrării producției în unități mari, preparațiile centrale primesc uneori cărbuni de tip diferit, cu însușiri de cocsificare diferite. De asemenea, în cadrul aceluiași tip de cărbune, însușiri ca : granulația, compoziția densimetrică, conținutul de cenușă și umiditate variază foarte mult de la un moment la altul. Spre exemplu, poate varia mai mult sau mai puțin și conținutul de cenușă al fracțiunii — 1,45 kg/dm³. Dacă aceste variații sînt mari, mașinile de sortare, reglate la densitate constantă, oricît de selective ar fi ele, vor da un produs spălat cu conținut de cenușă variabil. Un remediu pentru aceste variații constă în omogenizarea cărbunilor bruți înainte de spălare.

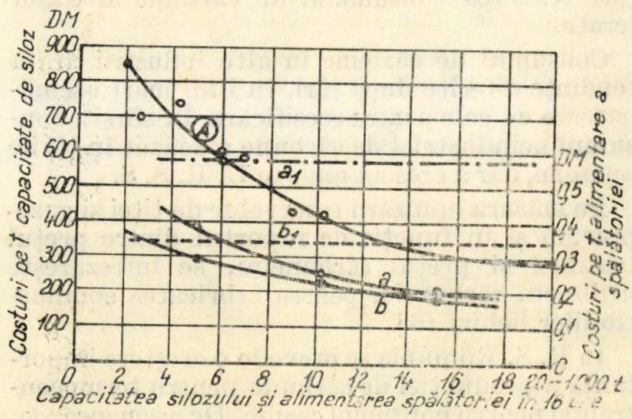
Omogenizarea poate fi realizată în diferite feluri, în silozuri sau în stoc pe teren. Principiul se bazează pe depozitare în strate paralele și evacuare în strate transversale. După cum arată Lemke [12] efectul de omogenizare se determină prin raportul dintre dispersia relativă a caracteristicii alese, înainte și după stocare. După acesta cheltuielile și beneficiile omogenizării pentru condițiile din R. F. a Germaniei se oglindesc în diagrama din figura 2.

Timpul de omogenizare înseamnă timpul în care se umple silozul. În cazul cînd acest timp este de 16 ore, capacitatea silozului corespunde producției pe o zi. Bineficiile s-au calculat în ipoteza că imperfecțiunea separării în mașina de zețaj este 0,15 fără și 0,12 cu omogenizare, iar pe de altă parte, s-a ținut seama și de degradarea granulometrică cauzată de însilozare. La exemplul calculat, pentru o producție de circa 10 000 t/zi, a rezultat că investiția cu construirea unui siloz pentru un timp de omogenizare de 16 (8) ore se amortizează în 3 (4) ani. În beneficii nu sînt cuprinse avantajele beneficiarilor.

În cazul cînd preparația primește tipuri de cărbuni cu însușiri de cocsificare diferite, se impune însilozarea și spălarea separată a acestor tipuri. Separarea tipurilor de cărbuni este deosebit de dificilă cînd ele provin din aceeași mină. Un astfel de caz s-a rezolvat prin automatizare la mina Bergmannsglück-Westerholt (R.F. a Germaniei), cu o producție brută de 18—20 mii t/zi [13]. Vagonetele de 4 500 l primesc la locul de încărcare o informație. În acest scop, ele poartă pe un perete lateral cinci magneți permanenți, care se pot roti cu polul nord în sus sau în jos. În felul acesta, se pot forma $2^5 = 32$ combinații care indică locul de încărcare. Vagonetul trece prin locul de imprimare unde de ambele părți se găsesc magneți permanenți la

Fig. 2. Costuri de investiție, costuri curente și beneficii suplimentare legate de omogenizarea cărbunilor bruți înainte de spălare :

A — costuri specifice pentru construirea silozurilor de amestec (DM/t capacitate) ; *a* — costuri curente (DM/t alimentare a spălătoriei) la un timp de omogenizare de 16 h ; *b* — costuri curente (DM/t alimentare a spălătoriei) la un timp de omogenizare de 8 h ; a_1 — beneficiu suplimentar cu omogenizare în 16 h (DM/t alimentare a spălătoriei) ; b_1 — beneficiu suplimentar cu omogenizare de 8 h (DM/t omogenizare a spălătoriei).



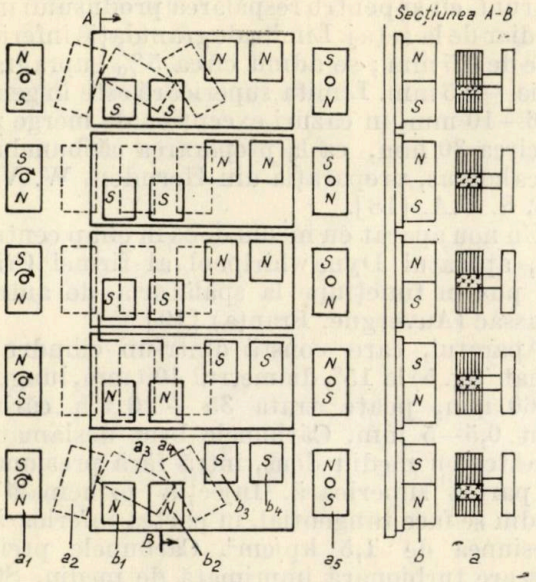


Fig. 3. Imprimarea informației pe vagonet :
a_1 – magneți în poziția inițială ; a_2, a_3, a_4 – magneți în timpul rotirii ; a_5 – magneți după rotire ; $b_1 \ldots b_4$ – magneți de imprimare.

înălțime potrivită care produc rotirea magneților de pe vagonet (fig. 3).La suprafață, informația este primită de traductoare, care o transformă în semnale electrice și acestea, la rîndul lor, comandă macazele pentru dirijarea vagonetelor la unul dintre patru culbutoare, corespunzătoare la tot atîtea linii de separare și șiruri de silozuri.

Stocarea cărbunilor în silozuri și pe teren are dezavantajul de a contribui la fărîmițarea lor. Reducerea degradării granulometrice a constituit obiectul unor cercetări amănunțite [14], deoarece la granulația fină cheltuielile de preparare sînt mai mari, proporția de granule rătăcite este mai mare și de multe ori cărbunii mărunți au debușeu, deci orice creștere a conținutului de granulație fină înrăutățește eficiența economică.

Încercările făcute au arătat că degradarea granulometrică este mai mică dacă :

— limita superioară a dimensiunii bucăților este mai mică ;

— ponderea bucăților este mai mică ;

— ponderea sterilului bucăți este mai mică, îndeosebi dacă este vorba de steril de duritate mare ;

— înălțimea de cădere este mai mică ;

— taluzul de rostogolire este mai scurt ;

— silozul este mai înclinat ;

— gura de evacuare a silozului este mai mare și are muchii mai puțin ascuțite ;

— suprafața pe care cade cărbunele se apropie de tangenta parabolei de cădere ;

— suprafața de cădere este căptușită cu plăci din masă plastică pentru amortizarea șocului.

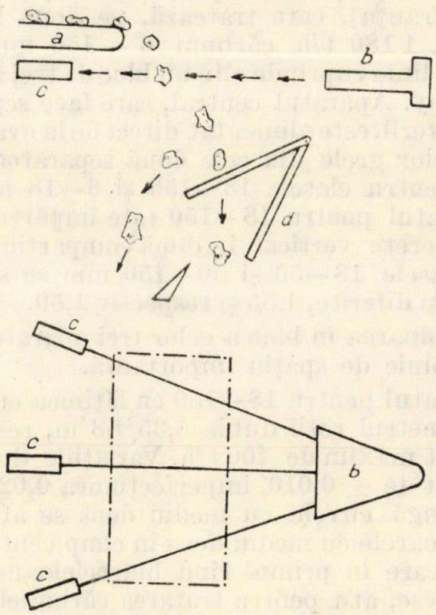
În general, însilozarea are ca urmare o creștere a granulației 0—0,5 mm cu circa 10% și a granulației 0,5—10 mm cu circa 6%.

Sortarea

Sortarea manuală a blocurilor prin împingere a ușurat foarte mult munca de claubaj și a permis reducerea efectivului. Cu toate acestea continuă încercările de a mecaniza acest proces. Astfel, Bloomfield și alții [15] descriu o instalație electronică, care se experimentează la spălătoria Manor Powis (Sowth-Wales, Anglia). Instalația tratează 25 t/h bucăți 150—75 mm cu ajutorul razelor X. Principiul metodei este redat în figura 4. Banda de 560 mm lățime aruncă bucățile așezate una lîngă alta, printr-un snop de raze X în formă de evantai, emis de tubul *b* cu catodă incandescentă și anodă de tungsten. Evantaiul de raze este împărțit printr-un colimator în 15 fascicule de cîte 10 × 25 mm secțiune. Detectorul *c* cuprinde 15 fotomultiplicatoare cu ecran luminescent cu tungstenat de calciu. Numărul de scintilații este o măsură a radiației trecute prin bucata în cădere. O bucată de cărbune de 125 mm grosime reduce intensitatea radiației aproximativ la dimensiunea unei bucăți de steril de 25 mm.

La 610 sub nivelul razelor se află mecanismul de sortare *d*, cuprinzînd 16 bare de nailon care se pot mișca în jurul unei balamale. Barele sînt acționate cu aer comprimat prin intermediul cîte unui piston. Fasciculul de raze X trece prin axul median al intervalului dintre cîte două bare, în așa fel că fiecare din cele 15 fascicule pune în mișcare cîte două bare.

Fig. 4. Schema separatorului electronic de blocuri :
a – bandă de alimentare; *b* – sursă de raze; *c* – detector ; *d* – bare de nailon.



La sortarea hidrogravitică se pune, înainte de toate, problema calităţii produselor de obţinut. În ţările cu rezerve mari de huilă conţinutul de cenuşă al cărbunelui pentru cocs, pentru populaţie şi uneori şi pentru centralele termice, este în jur de 7%.

Poziţia optimă a separării între mixte şi steril se reexaminează adesea în funcţie de nivelul tehnic al centralelor termice, de disponibilităţile de cărbune brut mărunt pentru diluarea mixtelor şi de alţi factori de conjunctură [16]. În Franţa se consideră optimă separarea la cenuşa limită de 73% pentru huila slabă, 77% pentru huila grasă, corespunzător unei densităţi de separare de 2,25—2,30 în mediu dens, ceva mai mică la maşini de zeţaj.

În timp ce maşinile de zeţaj realizează curent densităţi de separare de 2,15, la separatoarele cu mediu dens (magnetită) se întîmpină dificultăţi prin încărcarea mediului vîscos cu şlam. Totuşi, există cîteva instalaţii care reuşesc să menţină în mod regulat o densitate de 2,05, unele chiar 2,10. Realizarea acestui obiectiv este posibilă numai cu contribuţia separatorului magnetic, care trebuie să furnizeze o suspensie cu densitate superioară (separatoare cu tambur).

Limita superioară de densitate nu împiedică separatoarele cu mediu dens să ocupe tot mai mult teren, îndeosebi acolo unde fracţiunea de densitate 2,0—2,2 în cărbunele brut este neglijabilă.

Separatoarele cu mediu dens, statice, pot trata granulaţia de la 6 mm în sus însă, de obicei, limita inferioară se situează la 10—20 mm. Ele excelează prin capacitate mare, limită superioară a bucăţilor ce se pot trata foarte ridicată (spre ex. bucăţi de steril de 850 × 450 × 350 mm), selectivitate foarte bună, variaţii de densitate foarte mici, insensibilitate faţă de variaţiile în calitatea alimentării.

Ca exemplu, citäm spălătoria Freyming (Lorena, Franţa), care tratează, pe două linii de spălare, 1 180 t/h cărbuni 6 — 150 mm [17]. Fiecare linie cuprinde cîte un bloc de trei aparate drew-boy. Aparatul central, care face separarea mixte/steril, este alimentat direct de la evacuarea produselor grele din cele două separatoare primare pentru clasele 18—150 şi 6—18 mm.

Aparatul pentru 18—150 este împărţit, printr-un perete vertical, în două compartimente în care clasele 18—50 şi 50—150 mm se spală la densităţi diferite, 1,55 şi respectiv 1,50.

Combinarea în bloc a celor trei aparate aduce o economie de spaţiu importantă.

Aparatul pentru 18—150 cu lăţimea cuvei 3,2 m, diametrul roţii duble 5,35/4,8 m, realizează un debit maxim de 400 t/h. Variaţiile de densitate sînt de ± 0,010, imperfecţiunea 0,02—0,04.

Pe lîngă cuvele cu mediu dens se afirmă şi separatoarele cu mediu dens în cîmp centrifugal, dintre care în primul rînd hidrocicloanele. Ele se folosesc, atît pentru tratarea cărbunelui brut mărunt, cît şi pentru respălarea produsului intermediar de la zeţaj. Limita de granulaţie inferioară este de 0,5 mm ; se admit circa 5% supragranulaţie —0,5 mm. Limita superioară este în general la 6—10 mm, în cazuri excepţionale merge pînă la circa 30 mm, ca la prepararea cărbunelui de Pocahontas, preparaţia din Herndon, W. Virginia, S. U.A. [18].

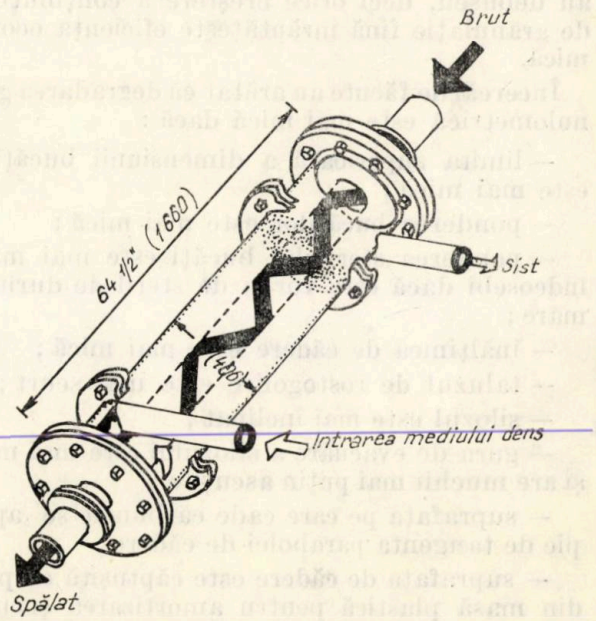
Un nou aparat cu mediu dens în cîmp centrifugal, aparatul Dynawhirlpool al firmei Cribla, s-a pus în funcţiune la spălătoria de antracit Brassac (Auvergne, Franţa) [19].

Aparatul, care constă dintr-un cilindru înclinat (fig. 5) la 15°, diametrul 406 mm, lungimea 1 660 mm, poate trata 35 — 40 t/h cărbune brut 0,5—5 mm. Cărbunele brut deşlamat, în amestec cu mediu dens, intră fără presiune pe la partea superioară. Injecţia principală de mediu se face tangenţial, în partea inferioară, la presiunea de 1,5 kp/cm². Cărbunele preia o mişcare turbionară imprimată de mediu. Sterilul greu se azvîrle spre perete, se urcă antrenat de curentul de mediu, cu care iese în partea superioară. Cărbunele curat, rămas la centru, se scurge în partea inferioară. Reglarea se poate face prin variaţia mai multor parametri, dintre care diametrul orificiilor de evacuare pentru cărbune şi steril

La densităţile de separare de 1,70—1,95 s-a realizat o imperfecţiune de 0,06—0,08, cu toate că cenuşa alimentării a variat între 25 şi 35%, în cursul unui schimb. Consumul specific de magnetită este de 500 g/t brut. Densitatea mediului, reglată automat, a fost menţinută în limitele de ± 0,005.

Maşinile de zeţaj au cunoscut în ultimii 10—15 ani o dezvoltare care le-a permis să se afirme în concurenţă cu aparatele de sortare cu mediu

Fig. 5. Aparatul Dynawhirpool.



dens. Această dezvoltare cuprinde modificări care s-au putut aplica şi la maşini de zeţaj existente şi anume :

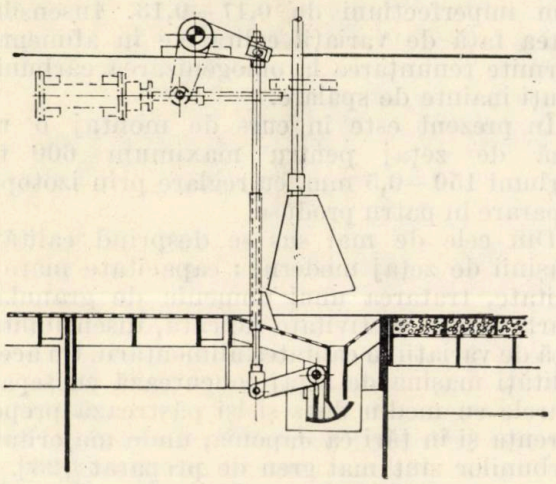
— evacuarea liniştită a produselor grele ;

— amplasarea dispozitivelor de pulsare dedesubtul suprafeţei de zeţaj ;

— înlocuirea autodeşistoarelor cu plutitor prin autodeşistoare cu izotopi radioactivi.

Cu privire la evacuarea produselor grele, s-a constatat că în punctul de evacuare, situat sub puntea de revărsare a produselor uşoare, pulsaţiile apei sînt mai puternice şi acestea deranjează stratificaţia realizată de-a lungul suprafeţei de zeţaj. Pentru a remedia acest neajuns, s-au introdus în compartimentul de evacuare dispozitive de închidere : dozatoare cu palete sau şubere la cărbune mărunt, clape la cărbune mare [20]. Dispozitivele de închidere sînt reglate prin autodeşistor. Deasupra lor se menţine un strat de produs greu, care împiedică transmiterea pulsaţiilor. În felul acesta s-a putut suprima şi puntea dintre compartimente, ceea ce contribuie la menţinerea nederanjată a stratificării şi permite scurtarea maşinii de zeţaj. Figura 6 arată o soluţie pentru evacuare liniştită adoptată de firma WEDAG. Se observă o uşoară adîncitură, care produce o aglomerare a produsului greu şi un şubăr rotativ pentru evacuarea lui periodică.

Fig. 6. Evacuarea unei maşini de zeţaj Wedag pentru granulaţie mică.



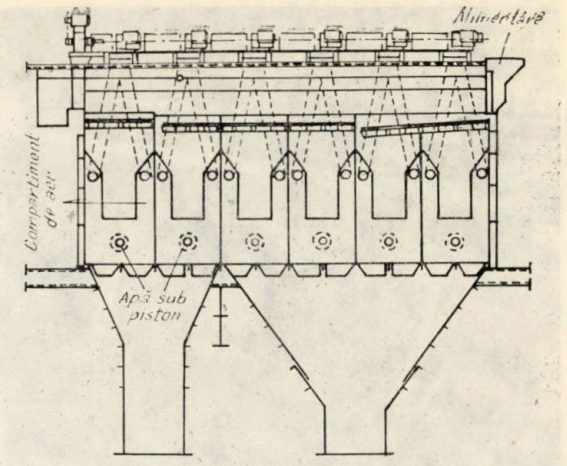


Fig. 7. Maşină de zeţaj Batac a firmei SKB.

În tabela 6 se arată rezultatele medii lunare ale analizei densimetrice a produselor de spălare la o maşină de zeţaj pentru granulaţia 0—120 mm, înainte şi după modificarea evacuării.

Se constată o scădere remarcabilă a granulelor rătăcite, adică o îmbunătăţire a selectivităţii.

Imboldul pentru plasarea dispozitivelor de pulsare dedesubtul suprafeţei de zeţaj a fost dat de concentrarea minelor şi a preparaţiilor, care a reclamat mărirea capacităţii maşinilor de zeţaj. La maşinile de zeţaj standard, cu organele de pulsare laterale, nu s-a putut mări lăţimea patului, deoarece în felul acesta nu se poate asigura un regim hidraulic uniform pe toată lăţimea patului. Prin plasarea dispozitivelor de pulsare sub patul maşinii de zeţaj [21] ca la maşina japoneză Tacub, la cea olandeză Boko şi la cea germană Batac (fig. 7), se creează un regim hidraulic uniform pe toată lăţimea patului. Dispozitivele de pulsare constau din compartimente cu aer, aşezate transversal faţă de sensul de înaintare al cărbunelui. Ele ocupă 50% din lăţimea camerelor de zeţaj. La maşinile vechi se poate desfiinţa compartimentul de pistoane, mecanic sau pneumatic şi în locul acestuia se poate extinde suprafaţa de zeţaj, iar maşinile noi se pot construi, de la început, cu o lăţime mai mare.

Cu o maşină de zeţaj Batac, cu patul lărgit la 3,2 m, lungimea 6 m, alimentată cu 170 t/h

Tabela 6

Cărbune spălat			Mixte			Steril		
— 1,45 %	1,45 — 1,8 %	+ 1,8 %	— 1,45 %	1,45 — 1,8 %	+ 1,8 %	— 1,45 %	1,45 — 1,8 %	+ 1,8 %
înainte de modificare								
92,6	6,8	0,6	4,4	37,6	58,0	0,25	1,6	98,15
după modificare								
94,9	5,1	*)	2,7	76,7	20,6	*)	1,5	98,5

*) sub 0,05%

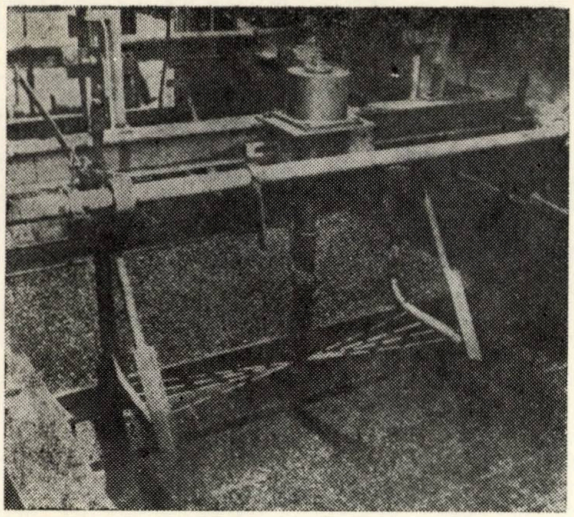


Fig. 8. Dispozitiv de măsurare într-o mașină de zețaj pentru granulație mică.

cărbune din Ruhr 0,5—10 mm, s-au realizat imperfecțiunile arătate în tabela 7.

La aceeași mașină, mărindu-se alimentarea la 215 t/h (11,3 t/m²h) și reducînd apa „sub piston" la 680 m³/h (+ apa de antrenare 120

Tabela 7

Imperfecțiune	Clasele, mm				
	10—0,5	10—6	6—3	3—1	1—0,5
Cărbuni/mixte	0,135	0,133	0,092	0,123	0,195
Mixte/steril	0,136	0,115	0,136	0,147	0,145
Media	0,1355	0,124	0,114	0,135	0,170

m³/h, aer 2 940 m³N/h), s-a obținut o imperfecțiune medie de 0,115, iar pentru clasa 1—0,5 mm o imperfecțiune medie de 0,125.

Înlocuirea autodeșistoarelor cu plutitor [22] a devenit necesară, deoarece plutitorul nu poate face față variațiilor mari în calitatea alimentării, îndeosebi variațiilor în conținutul de steril al granulației mari. Poziția plutitorului nu depinde numai de densitatea patului, ci și de forțele de frecare dintre plutitor și pat. Acestea la rîndul lor sînt funcție de gradul de afînare, iar acesta variază cu calitatea alimentării.

Aceste neajunsuri au fost remediate prin măsurarea densității patului cu ajutorul razelor gama. Ca sursă de raze se folosește Cs 137, cu o

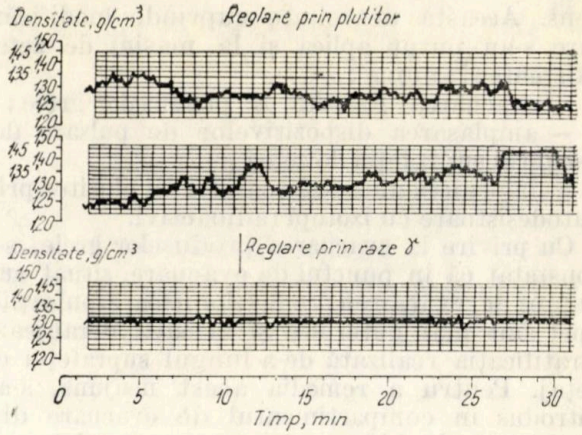


Fig. 9. Variații de densitate în patul de zețaj cu reglarea evacuării prin plutitor și prin raze γ.

activitate de 250—300 mC și ca detector unul (la granulație mare) sau două (la granulație mică) tuburi contoare orizontale, așezate în direcția transportului de cărbune. Informațiile primite se transmit electric organelor de reglare : dozatoare cu palete, paturi oscilante sau șubere.

În figura 8 se arată un element de măsură într-o mașină de zețaj pentru granulație fină, iar în figura 9 variațiile de densitate în patul de zețaj cu reglarea evacuării prin plutitor și prin raze gama.

Cu asemenea mașini s-au realizat la cărbuni 120—10 mm, de calitate variabilă, imperfecțiuni de 0,06—0,08 și la cărbuni 10—0,5 mm imperfecțiuni de 0,11—0,13. Insensibilitatea față de variații calitative în alimentare permite renunțarea la omogenizarea cărbunilor bruți înainte de spălare.

În prezent este în curs de montaj o mașină de zețaj pentru maximum 600 t/h cărbuni 150—0,5 mm, cu reglare prin izotopi și separare în patru produse.

Din cele de mai sus se desprind calitățile mașinii de zețaj moderne : capacitate mare pe unitate, tratarea unui domeniu de granulație foarte larg, selectivitate ridicată, insensibilitate față de variații în calitatea alimentării. Cu aceste calități mașina de zețaj concurează cu separatoarele cu mediu dens și își păstrează preponderența și în țări ca Japonia, unde majoritatea cărbunilor sînt mai greu de preparat [23]. La aceasta contribuie desigur și cheltuielile de exploatare mai reduse ale unei instalații de zețaj, față de una cu mediu dens.

CONSIDERAŢII ASUPRA INJECTĂRII APEI SUB PRESIUNE PRIN GĂURI LUNGI DE SONDĂ LA E. M. ANINA

Ing. I. VĂCARU,
ing. C. TEODORESCU,
ing. I. BUTOI,
ing. N. COSTÂNGIOARĂ şi
ing. Gh. HULĂ

Procedeul de injectare a apei în frontul de cărbune sau steril oferă astăzi cea mai bună posibilitate de a lega, la locul de formare, o parte considerabilă din praful industrial care se formează la diferite operaţii din subteran. Acest procedeu are repercusiuni şi asupra tăriei cărbunelui sau a sterilului, degajărilor de gaze, prevenirea autoaprinderii şi prevenirea erupţiilor.

Ideea injectării apei în frontul de cărbune, în scopul reducerii prafului la locurile de muncă, a apărut în jurul anului 1890. Primele încercări de injectare s-au făcut în bazinul Saar (Meissner); la acea dată, încercările nu au dat însă rezultate datorită dificultăţilor tehnice. Procedeul a fost reluat în 1910 fără a i se da importanţa cuvenită, deoarece praful de cărbune se considera ca nepericulos din punctul de vedere al îmbolnăvirilor, iar din punctul de vedere al explozivităţii se utiliza pentru combatere şi şistificare.

Începînd cu anul 1950, procedeul de îmbibare cu apă a masivului de cărbune a apărut ca un mijloc de primă importanţă în combaterea prafului şi deci de prevenire a silicozei, iar astăzi, acest procedeu este folosit într-o măsură din ce în ce mai mare, tinzînd spre generalizare în minele care exploatează cărbuni superiori.

În străinătate (U.R.S.S., Franţa, R.F. a Germaniei etc.), s-a acumulat pînă în prezent o anumită experienţă în acest domeniu, fapt care permite să se tragă unele concluzii.

În ţara noastră procedeul a fost aplicat pentru prima dată la Exploatarea minieră Anina în abatajul 616 stratul 7, zona nouă. Primele încercări s-au făcut în anul 1962, aplicîndu-se metoda injectării prin găuri scurte de mină, găuri care nu depăşeau 3 m; rezultatele au fost satisfăcătoare. Avîndu-se totuşi în vedere pericolul pe care-l prezintă explozivitatea prafului de cărbune, precum şi pericolul îmbolnăvirilor de silicoză, la Exploatarea minieră Anina metoda injectării apei în masiv s-a impus, fiind perfecţionată continuu. În prezent se utilizează pe scară industrială metoda injectării apei în masiv, prin găuri scurte şi lungi de sondă.

Pentru ridicarea efectului umezirii prealabile a masivului, trebuie determinată, teoretic şi experimental, o serie de parametri, dintre care:

— amplasarea şi orientarea găurilor de sondă;

— diametrul găurii de injectare;

— distanţa dintre găuri;

— distanţa dintre linia de abataj şi prima gaură de injectare;

— lungimea găurii;

— presiunea apei;

— cantitatea de apă;

— debitul în unitatea de timp, care reprezintă parametrii de lucru şi tehnologia de injectare, iar:

— creşterea umidităţii zăcămîntului;

— scăderea concentraţiei de praf din atmosfera locului de muncă;

— reducerea tării cărbunelui şi creşterea productivităţii muncii;

— variaţia presiunii gazului metan în masiv, funcţie de presiunea şi debitul apei injectate, reprezintă parametrii de analiză ai eficacităţii umezirii prealabile.

Trecerea la experimentarea injectării apei în strat, prin găuri lungi de sondă, s-a impus prin aceea că metoda cu găuri scurte prezintă o serie de dezavantaje, dintre care mai importante sînt:

— organizarea injectării este dificilă, iar în timpul operaţiei trebuie întrerupte celelalte activităţi în abataj;

— volumul lucrărilor de injectare este mare, necesitînd zilnic cîte două posturi în schimbul III, în condiţiile unei asigurări incomplete a securităţii muncii;

— omogenitatea umectării masivului este scăzută, apa pierzîndu-se prin fisurile şi planele de clivaj ale cărbunelui, întrucît injectarea apei se face în zona presiunilor scăzute, din imediata apropiere a frontului de lucru;

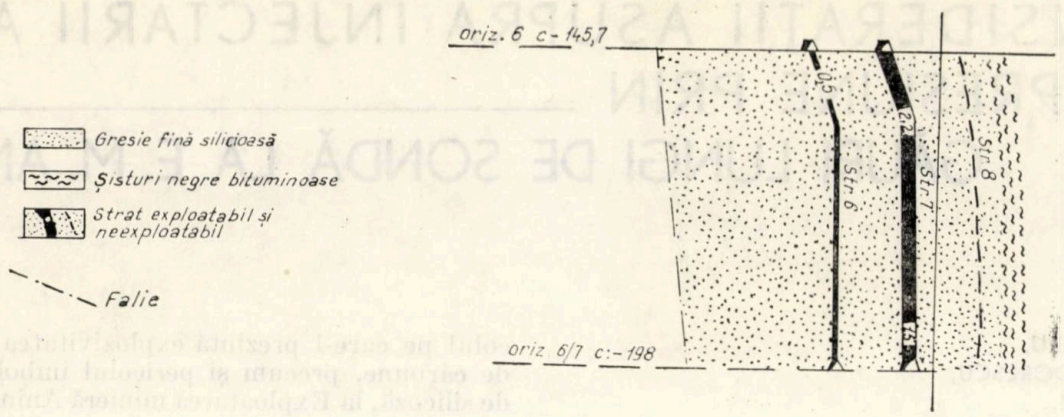


Fig. 1.

— pentru extinderea aplicării metodei, fiecare abataj trebuie dotat cu utilajul respectiv, care se procură din import, la un preţ de cost ridicat.

I. Condiţii geologice-miniere

Stratele de cărbuni exploatate la Exploatarea minieră Anina fac parte din categoria huilelor cocsificabile, aşa-numita huilă de Banat, avînd o duritate, după scara prof. Protodiokonov, de 2—3.

În cîmpurile de abataj la care s-au efectuat experimentările, formaţiunile geologice se pot urmări în figura 1, pentru abatajul 634 zona nouă, şi în figura 2, pentru abatajele 634 şi 636 zona veche.

Stratul 7, în care s-au efectuat încercările, a avut o grosime de 1,5—2,2 m în zona nouă şi de 1,3—1,7 în zona veche şi înclinări de 65—90°; stratul a prezentat intercalaţii sterile de grosimi mici şi discontinue.

Umiditatea totală a cărbunelui este de 2,6% în zona veche şi de 3,7% în zona nouă, iar conţinutul de materii volatile este în medie de 26%, pentru ambele zone.

Metoda de exploatare aplicată este cea cu trepte drepte (breşe), pe lungimea abatajului lucrîndu-se, în general, cu două trepte.

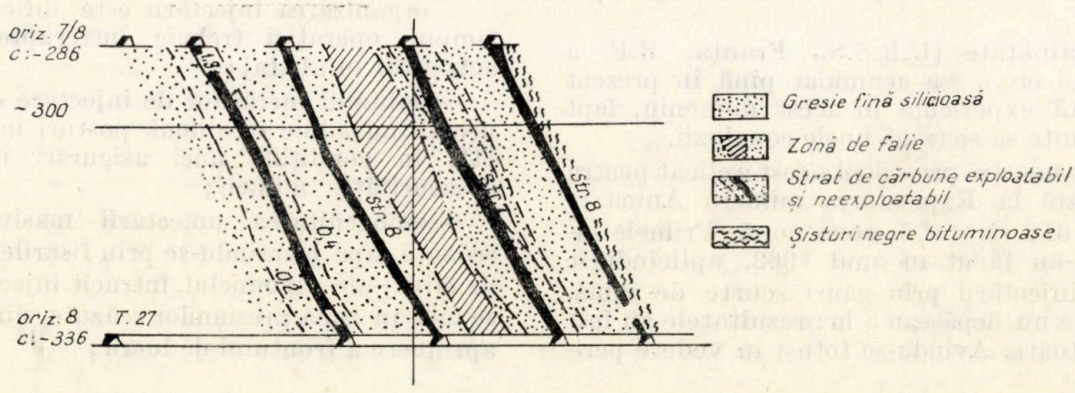
II. Utilajul folosit

Pentru forarea găurilor de sondă s-au utilizat sondezele pneumatice tip Turmag şi W.W.P.-1. Cele două tipuri de sondeze nu se deosebesc constructiv, avînd în general aceleaşi caracteristici (fig. 3).

Caracteristicile sondezei W.W.P.-1

1. Diametrul găurii:
   — iniţiale, 65; 80; 115 mm;
   — intermediare, 152 mm;
   — finale, 270 mm.
2. Lungimea găurii (medie):
   — orizontală, 50 m;
   — verticală şi oblică (în sus sau în jos), 120 m.
3. Numărul de rotaţii la prăjini:
   — viteza I, 116 rot/min;
   — viteza II, 280 rot/min.
4. Forţa maximă de împingere, 5 000 kgf.
5. Viteza maximă de avansare, 2,35 m/min.
6. Puterea nominală a motoarelor:
   — pentru acţionarea prăjinii, 10,5 kW;
   — pentru acţionarea dispozitivului de împingere, 2,5 kW;
   — pentru acţionarea pompei, 4,0 kW.
7. Presiunea aerului, 4 at.
8. Consumul mediu de aer comprimat, 50—55 m³/kWh.
9. Debitul pompei de apă, 50 l/min.

Fig. 2.



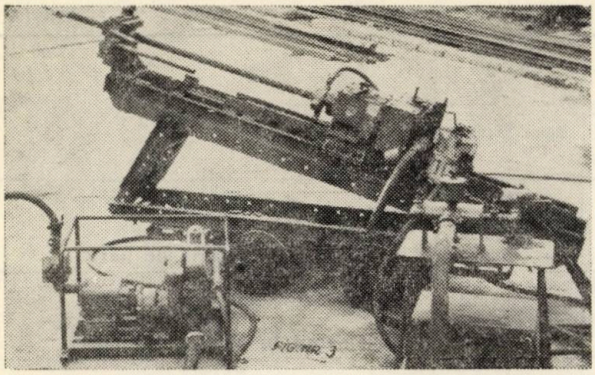


Fig. 3.

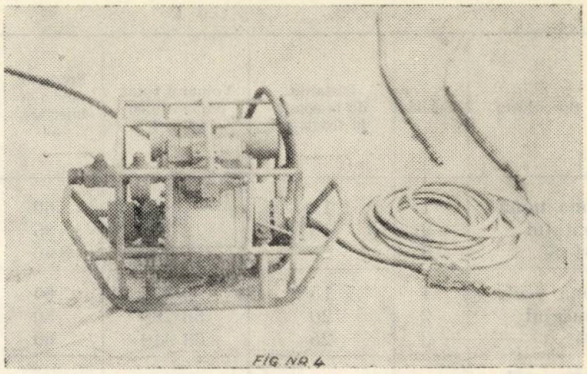


Fig. 4.

10. Presiunea de refulare, 18 at.

11. Greutatea totală a completului, 2 800 kg.

Instalaţia de injectare a rămas, în principiu, aceeaşi, fiind formată din : pompa diferenţială de înaltă presiune tip H 350—60 *1*, care asigură o presiune a apei de pînă la 350 at, blocul manometru-debitmetru *2*, furtunul flexibil de înaltă presiune *3*, închizătorul hidraulic *4*, ventilul de lucru *5*, robinetul de descărcare *6*, rezervoarele cu soluţie apă-sare *7*, conductele de alimentare cu apă a rezervoarelor *8* şi cu aer a pompei *9* şi pompa de joasă presiune *10* (fig.4 şi 5).

Închizătorul hidraulic *4* (fig. 6) a fost confecţionat în atelierele minei şi se compune dintr-un furtun de cauciuc de construcţie specială *a*, avînd diametrul interior de 23 mm şi grosimea pereţilor de 20 mm. Unul din capete *b* prezintă pe o lungime de 200 mm o secţiune interioară mult redusă, de 2 mm diametru, celălalt capăt fiind fixat într-un manşon metalic *c*, care prin intermediul piesei filetate *d* se leagă cu robinetele de descărcare şi de lucru.

Etanşarea găurii se produce prin umflarea părţii *a* sub acţiunea suprapresiunii ce se creează la transmiterea apei în gaură, datorită diferenţei între diametrele interioare ale orificiilor de intrare şi ieşire din închizător.

III. Stadiul şi perspective de dezvoltare

Umectarea masivului de cărbune în cadrul exploatării se aplică în prezent la toate abatajele şi parţial la lucrările de pregătire din subteran. Cea mai mare extindere o are în prezent injectarea prin găuri scurte, injectarea prin găuri lungi fiind începută cu titlu experimental în anul 1965 şi în prezent se aplică la circa 20 % din volumul producţiei extrase.

Parametrii injectării prin găuri lungi s-au urmărit la abatajele 634 sud, zona nouă şi 634 ; 636 ; zona veche stratul 7.

Găurile de sondă au fost amplasate la intervale de 10 m între ele, paralele cu linia de abataj, avînd o lungime medie de 38 m şi un diametru de 65 mm (fig. 7).

Poziţia găurilor de sondă nu s-a ales perpendiculară pe frontul de abataj din următoarele considerente : imposibilitatea introducerii utilajului de forare în abataj, împiedicarea activităţii normale din abataj, nu se poate asigura o umectare superioară şi omogenă a masivului deoarece etanşarea găurii se realizează în zona puternic detensionată din faţa abatajului.

În timpul injectării s-au urmărit parametrii daţi în tabela 1.

Prelucrînd rezultatele obţinute la abatajele din zona veche 634 şi 636 s-au întocmit diagra-

Fig. 5.

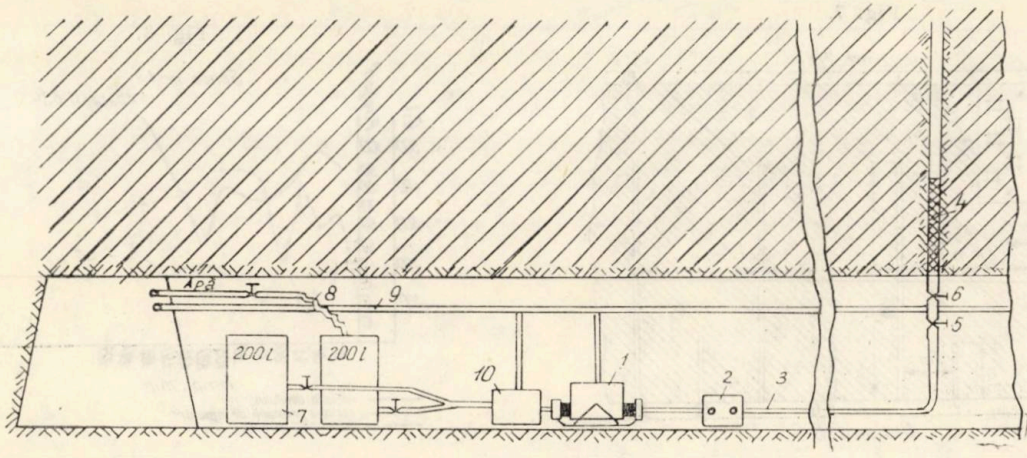


Tabela 1

Specificare	Sondă	Distanţa de la sondă la front, m	Volumul total de apă injectată, l	Presiunea medie de injectare, at	Timpul de injectare, min	Presiunea CH_4, mm col. H_2O		Observaţii
						gaura 1	gaura 2	
Zona nouă abatajul 634 S	1	15	800	60	30	—	—	Apa a ieşit în abataj
	2	18	2 100	85	60	—	—	Apa a ieşit în abataj
	3	25	15 000	150	720	—	—	Apa a ieşit în galeria de bază
Zona veche abatajul 634	1	15	5 385	60	190	0	35	Apa a ieşit în abataj
	2	20	56 780	30	1 290	0	20	
	3	25	63 940	60	1 605	—	—	Apa a ieşit în galeria de bază
Zona veche abatajul 636	3	24	14 220	19	525	0	10	Apa a ieşit în galeria de bază

mele de variaţie în timp a debitului şi presiunii de injectare, precum şi variaţia presiunii gazului metan în masiv (fig. 8, 9, 10 şi 11).

Pentru determinarea variaţiei presiunii gazului metan în masiv, s-au forat, de ambele părţi ale sondelor de injectare, găuri de mină lungi de 3 m, măsurarea acestei variaţii făcîndu-se concomitent cu ajutorul depresiometrelor. În nici unul dintre cazuri nu s-a constatat o creştere a presiunii gazului în gaura dinspre abataj, ceea ce explică migrarea acestuia prin fisurile deschise către abataj. Deoarece lungimea acestor găuri a fost redusă, rezultatele obţinute nu indică presiunea reală a gazului în masiv şi oferă numai o imagine generală a comportării gazului în timpul injectării.

Etanşarea găurilor de injectare s-a realizat la o distanţă de 4 m de galeria de bază şi în majoritatea cazurilor apa a pătruns în această galerie.

Fig. 6.

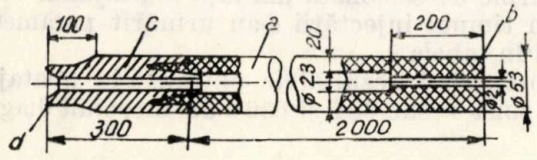
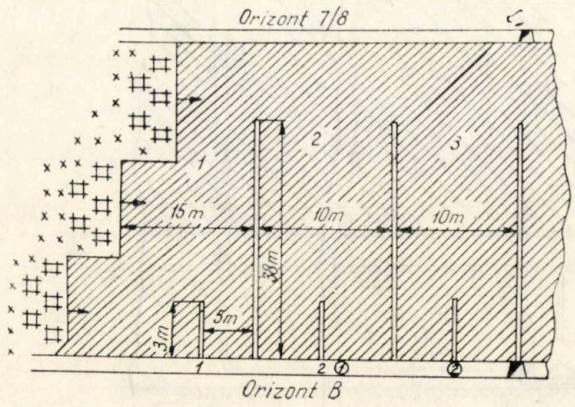


Fig. 7.



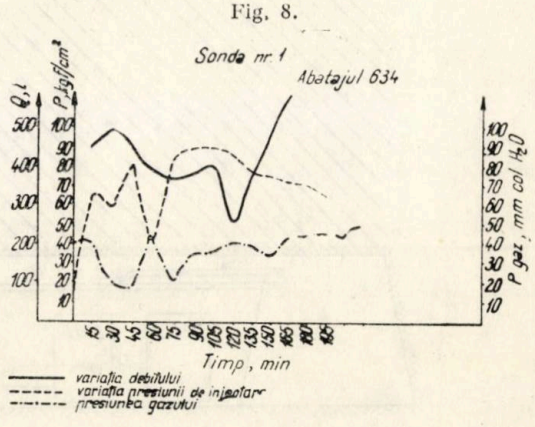
Lăţimea pilierilor care rămîn sub galeria direcţională de aeraj şi deasupra galeriei direcţionale de bază (respectiv adîncimea de introducere a capului de injecţie în gaura de sondă), trebuie să depăşească mărimea razei de umectare, ţinînd seama şi de faptul că în jurul acestor galerii masivul este fisurat.

Umectarea prin găuri lungi de sondă indică o creştere a gradului de desprăfuire şi o reducere a rezistenţei cărbunelui faţă de umectarea în găuri scurte. Folosirea acestei tehnologii a făcut posibilă eliminarea depilării în abataj cu exploziv şi a dus la o creştere a productivităţii muncii cu circa 25%. Eliminarea împuşcării în abataj constituie desigur o îmbunătăţire esenţială a securităţii muncii, la care se mai adaugă şi economiile realizate prin reducerea consumului de exploziv.

La stabilirea metodologiei de lucru este foarte important să se determine, atît distanţa dintre sondă şi linia abatajului, cît şi distanţa dintre două găuri de sondă, în aşa fel încît injectarea să se desfăşoare în condiţii normale, iar eficacitatea umectării să fie cît mai ridicată. Aceşti parametri sînt în funcţie de proprietăţile de filtrare ale masivului, care la rîndul lor sînt influenţate de starea de tensiune din masiv.

Este cunoscut faptul că, prin săparea lucrărilor miniere, are loc o redistribuire a presiunii

Fig. 8.



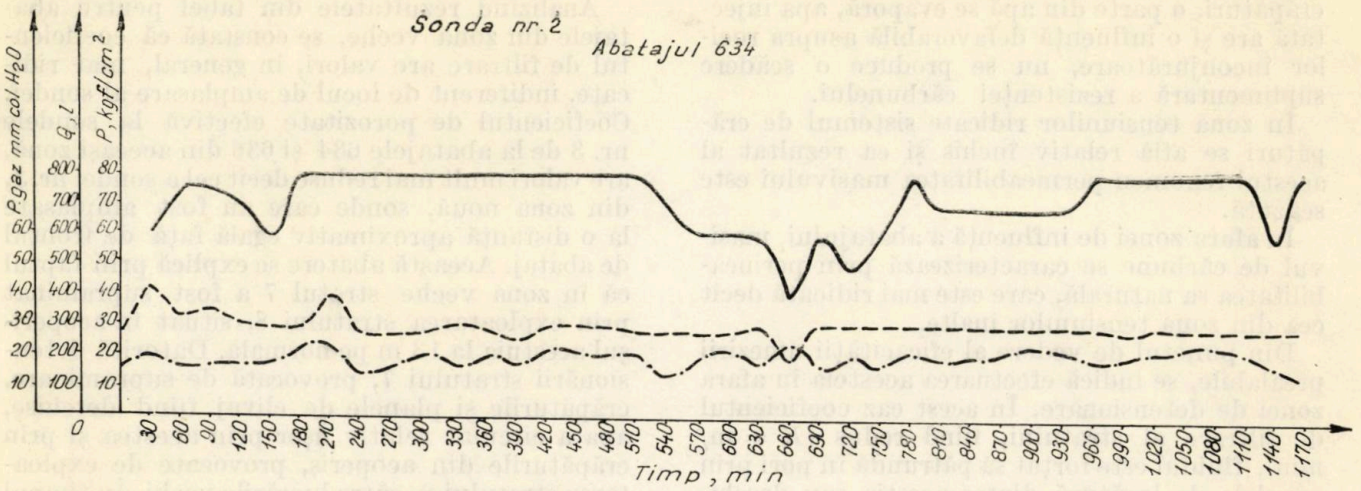


Fig. 9.

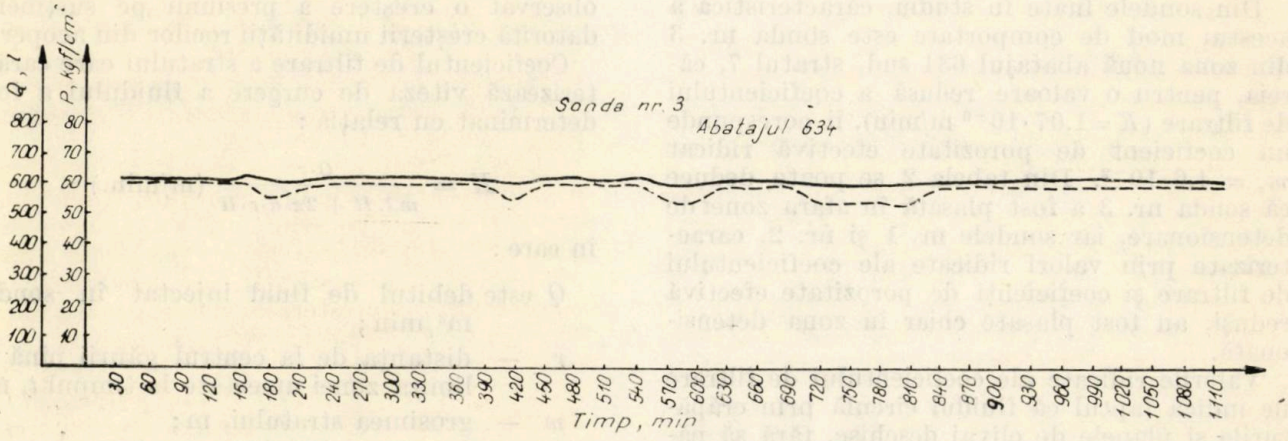


Fig. 10.

litostatice, formîndu-se în jurul acestora o zonă de influenţă. La abatajele cu front lung pe înclinare, sub influenţa lucrărilor de exploatare, apar în masivul de cărbune tensiuni, care se împart în două zone (fig. 12).

Prima zonă este detensionată, parţial descărcată de presiunea litostatică şi ca atare sistemul de fisuri endogene şi exogene este deschis. Permeabilitatea masivului în această zonă este ridicată şi deci presiunea necesară pentru injectarea fluidului va fi redusă. Eficacitatea injectării în această zonă va fi însă foarte scăzută, întrucît fluidul va circula numai prin sistemul general de crăpături şi după un timp scurt va ajunge în frontul de lucru al abatajului. Nu se realizează deci o pătrundere a apei în porozitatea cărbunelui. Efectul umezirii este condiţionat tocmai de această pătrundere şi legare intimă a fluidului în porozitatea masivului, de o creştere a umidităţii naturale a cărbunelui. De aceea, nu se recomandă ca umectarea să se efectueze în această primă zonă, deoarece prin aceasta se realizează numai o umezire superficială, la suprafaţa sistemului de

Fig. 11.

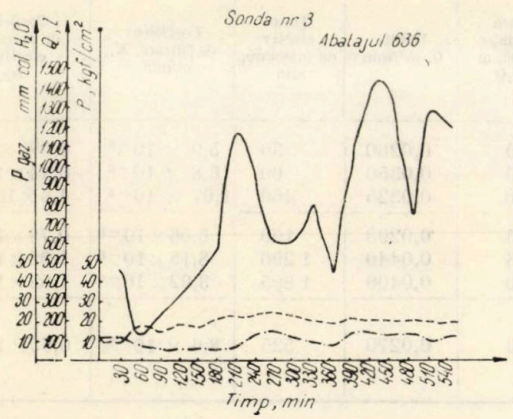
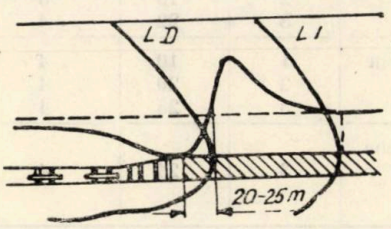


Fig. 12.

LD – limita de determinare; *LI* – limita de influenţă.



crăpături, o parte din apă se evaporă, apa injectată are și o influență defavorabilă asupra rocilor înconjurătoare, nu se produce o scădere suplimentară a rezistenței cărbunelui.

În zona tensiunilor ridicate sistemul de crăpături se află relativ închis și ca rezultat al acestui fenomen permeabilitatea masivului este scăzută.

În afara zonei de influență a abatajului, masivul de cărbune se caracterizează prin permeabilitatea sa naturală, care este mai ridicată decît cea din zona tensiunilor înalte.

Din punctul de vedere al eficacității umezirii prealabile, se indică efectuarea acesteia în afara zonei de detensionare. În acest caz coeficientul de filtrare al stratului, fiind redus (K = m/min), fluidul este forțat să pătrundă în pori prin canalele de legătură dintre aceștia sau deschizînd noi canale.

Din sondele luate în studiu, caracteristică a acestui mod de comportare este sonda nr. 3 din zona nouă abatajul 634 sud, stratul 7, căreia, pentru o valoare redusă a coeficientului de filtrare (K=1,07·10^{-6} m/min), îi corespunde un coeficient de porozitate efectivă ridicat $m_e = 4{,}6 \cdot 10^{-2}$. Din tabela 2 se poate deduce că sonda nr. 3 a fost plasată în afara zonei de detensionare, iar sondele nr. 1 și nr. 2, caracterizate prin valori ridicate ale coeficientului de filtrare și coeficienți de porozitate efectivă reduși, au fost plasate chiar în zona detensionată.

Valorile ridicate ale coeficientului de filtrare ne indică faptul că fluidul circulă prin crăpăturile și planele de clivaj deschise, fără să pătrundă într-o proporție însemnată în porii masivului. Așa se explică valorile scăzute ale coeficientului de porozitate efectivă m_e în zonele detensionate (sondele 1 și 2). Valoarea porozității efective poate constitui deci un criteriu de analiză a eficacității umectării prealabile. Acest fapt a fost confirmat, atît printr-o scădere accentuată a rezistenței cărbunelui de depilare, cît și a gradului de prăfuire în abataj cu pînă la 75% și chiar mai mult.

Analizînd rezultatele din tabel pentru abatajele din zona veche, se constată că coeficientul de filtrare are valori, în general, mai ridicate, indiferent de locul de amplasare al sondei. Coeficientul de porozitate efectivă la sondele nr. 3 de la abatajele 634 și 636 din aceeași zonă, are valori mult mai reduse decît cel a sondei nr. 3, din zona nouă, sonde care au fost amplasate la o distanță aproximativ egală față de frontul de abataj. Această abatere se explică prin faptul că în zona veche stratul 7 a fost supraminat prin exploatarea stratului 8, situat în acoperișul acestuia la 13 m pe normală. Datorită detensionării stratului 7, provocată de supraminare, crăpăturile și planele de clivaj fiind deschise, apa a circulat relativ ușor prin acestea și prin crăpăturile din acoperiș, provocate de exploatarea stratului 8, către lucrările vechi. În timpul lucrărilor de exploatare, la abatajul 636 s-a observat o creștere a presiunii pe susținere, datorită creșterii umidității rocilor din acoperiș.

Coeficientul de filtrare a stratului care caracterizează viteza de curgere a fluidului a fost determinat cu relația :

$$K = \frac{Q \cdot r}{m.l.\,H + 2\pi \cdot d \cdot r \cdot H} \text{ (m/min.)}$$

în care :

- Q este debitul de fluid injectat în sondă, m^3/min ;
- r — distanța de la centrul găurii pînă la limita zonei umectate la timpul t, m ;
- m — grosimea stratului, m ;
- l — lungimea efectivă a sondei, m ;
- H — presiunea medie de injectare, m.col.H_2O ;
- d — diametrul sondei, m ;

iar coeficientul de porozitate efectivă, care caracterizează volumul porilor umpluți cu apă, a fost determinat cu relația :

$$m_e = \frac{HK\,t}{r^2}$$

Tabela 2

Specificare	Nr. sondelor de injectare	Distanța de la front la sondă, m	Lungimea de etanșare a găurii de sondă, m	Lungimea efectivă a găurii de sondă, m	Presiunea medie de injectare a apei, m col. H_2O	Debit, Q, m^3/min	Timp efectiv de injectare, min	Coeficient de filtrare, K, m/min	Coeficient de porozitate efectivă, m_e
Zona nouă	1	12	2	38	600	0,0260	30	$5{,}9 \times 10^{-6}$	$0{,}073 \times 10^{-2}$
abatajul	2	15	3	37	850	0,0350	60	$6{,}8 \times 10^{-6}$	$0{,}14 \times 10^{-2}$
634 S	3	22	4	36	1 500	0,0325	460	$1{,}07 \times 10^{-6}$	$4{,}6 \times 10^{-2}$
Zona veche	1	10	4	32	685	0,0293	190	$6{,}06 \times 10^{-6}$	$0{,}79 \times 10^{-2}$
abatajul	2	20	4	32	298	0,0440	1 290	$8{,}15 \times 10^{-6}$	$1{,}95 \times 10^{-2}$
634 S	3	25	4	32	620	0,0400	1 605	$3{,}92 \times 10^{-6}$	$1{,}52 \times 10^{-2}$
Zona veche abatajul 636	3	24	4	32	190	0,0270	525	$8{,}6 \times 10^{-6}$	$0{,}53 \times 10^{-2}$

în care :

t este timpul efectiv de injectare, min.

Ca regulă generală, presiunea necesară de injectare a fluidului în masiv este în funcţie de zona în care este amplasată sonda.

Valorile maxime necesare ale presiunii de injectare sînt situate în zona tensiunilor mărite. Presiunea maximă înregistrată la încercările efectuate în stratul 7 zona nouă a fost de 150 at., la un debit mediu de 1950 l/h.

Asupra zonei în care trebuie amplasată sonda, în literatura de specialitate, părerile sînt împărţite ; unii cercetători recomandă zona tensiunilor mărite, iar alţi cercetători recomandă amplasarea în afara zonei de influenţă a abatajului.

În urma observaţiilor practice efectuate s-a ajuns la concluzia că, din punctul de vedere al eficacităţii, amplasarea sondelor în ambele zone este raţională. Optarea unor cercetători pentru una sau alta dintre cele două zone este în funcţie de dotarea tehnică şi de condiţiile geologico-miniere. Amplasarea sondelor în zona tensiunilor ridicate este condiţionată de posibilităţile de realizare a unei presiuni ridicate de injectare şi nu necesită săparea cu mult în avans a lucrărilor de pregătire, decalaj, care uneori generează greutăţi legate de susţinerea acestora.

Amplasarea sondelor dincolo de zona de influenţă a abatajului necesită presiuni mai mici de injectare a fluidului, umezirea realizîndu-se şi pe seama factorului timp, lucrările de pregătire executîndu-se cu mult în avans.

Lungimea zonei detensionate variază şi în funcţie de viteza de exploatare a stratului ; cu cît viteza este mai mare, cu atît lungimea zonei este mai mică şi invers. La viteze mai mari, lungimea acestei zone se reduce, după V. Vidal, pînă la 3 m. Observaţiile efectuate la abatajele 634 sud zona nouă şi 634 ; 636 zona veche în condiţiile de zăcămînt date şi la o viteză de avansare a abatajului pe direcţie de 12—15 m/lună, au indicat că lungimea acestei zone variază între 20 şi 25 m.

Existînd dotaţia tehnică necesară realizării unor presiuni înalte de injectare a fluidului, se recomandă, pentru condiţiile minei Anina, ca aceasta să se efectueze la o distanţă mai mare de 20—25 m de linia de abataj, deci indiferent dacă sonda este plasată în zona tensiunilor mărite sau în zona presiunilor litostatice (în afara zonei de influenţă a abatajului). Această distanţă se încadrează în limitele practice ale decalajului dintre frontul de pregătire şi linia de abataj.

Distanţa dintre două găuri de sondă trebuie determinată în funcţie de raza de influenţă a unei găuri, în aşa fel încît razele de influenţă a două găuri vecine să se interfereze, putîndu-se realiza în acest fel o umezire omogenă a masivului de cărbune.

Raza de influenţă a unei găuri este însă un parametru complex şi depinde de mulţi factori naturali şi tehnologici ca : coeficientul de filtrare al stratului, coeficientul de porozitate efectivă, presiunea şi debitul de injectare, timpul de injectare, presiunea gazului metan în zăcămînt.

În timpul experimentărilor, distanţa dintre găurile de sondă — s-a ales de 10 m, dar rezultatele obţinute pînă în prezent nu sînt încă suficiente pentru a se trage o concluzie generală în această direcţie. Cercetările în acest domeniu desigur se vor continua.

Raza de influenţă a unei găuri de sondă se poate stabili experimental prin măsurători practice sau, teoretic, cu relaţia

$$r_t = \sqrt{\frac{K \cdot H_{\text{med. t.}} \, t}{m_e}}, \text{ m.}$$

Pentru determinarea lui r_t este necesar să se cunoască iniţial valorile lui K şi m_e, determinate în laborator la o anumită gamă de presiuni şi la diferite intervale de timp. Valorile teoretic obţinute vor trebui verificate practic prin urmărirea variaţiei umidităţii în masiv.

Un alt factor important, care condiţionează omogenitatea umectării, deci eficacitatea acesteia, este timpul de injectare a fluidului. Experienţa a dovedit că în cazul aplicării tehnologice actuale rămîn în masiv unele blocuri de cărbune insuficient umectate, deci aceasta nu este omogenă. Pentru ridicarea omogenităţii umectării, literatura de specialitate recomandă ca timpul de injectare să fie mărit, caz în care presiunea de injectare poate fi redusă pînă la valori de numai 5—6 at. Desigur în acest caz viteza de curgere a fluidului va scădea corespunzător Pătrunderea fluidului în porii cărbunelui se realizează de data aceasta pe seama mişcării proprii de difuziune a lui.

După aprecierea noastră s-ar putea experimenta această metodă în condiţiile de lucru de la Exploatarea nimieră Anina şi propunem următorul procedeu. Din galeria de bază a orizontului în exploatare să se foreze găuri de sondă în jos pe o lungime corespunzătoare suborizontului inferior (fig. 13). Iniţial fisurarea hidraulică să fie amorsată prin injectarea apei sub presiune, iar după aceea toate sondele dintr-un panou să se racordeze la o conductă ramificată din galeria transversală. Această conductă să fie ţinută continuu sub presiune de circa 5 at., lucru posibil prin realizarea unei captări la orizontul superior sau legată la reţeaua de apă a sectorului, deci fără un consum suplimentar de energie. Probabil s-ar putea chiar renunţa la o fisurare iniţială a masivului, avînd în vedere timpului foarte mare (de peste 3 ani) cît sondele pot rămîne sub presiune. Protejarea conductei montate în galeria de bază, galerie care se lichidează o dată cu exploatarea stratului, se poate realiza prin

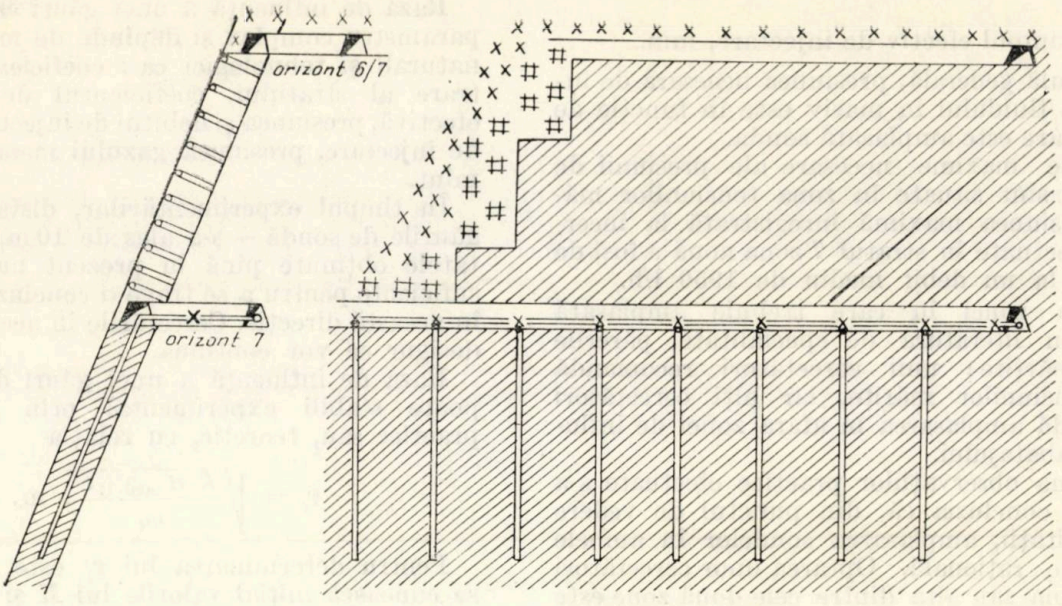


Fig. 13.

montarea acesteia în vatra galeriei și eventual îmbrăcarea ei în tuburi metalice vechi. Aplicînd acest procedeu s-ar realiza o umectare omogenă și cu cheltuieli foarte mici. Desigur rezultatele nu vor fi cunoscute decît după un timp îndelungat.

Concluziile trase la experimentarea injectării în stratul 7, zona veche, strat detensionat prin exploatarea stratului 8, au dus la această propunere care va permite umectarea în condiții optime, în zona presiunilor litostatice.

O bună etanșare a găurii de sondă condiționează reușita operației de injectare. Așa cum am arătat etanșarea s-a realizat cu capete de injecție flexibile.

Pentru o bună fixare și pentru evitarea aruncării acestuia din gaura de sondă, este necesar ca forța totală de aderență a capului de injecție, pe lungimea utilă de etanșare pe pereții găurii de sondă F_2, să fie mai mare decît forța de împingere a lui din gaură, dată de presiunea apei F_1.

Deci : $F_2 > F_1$.

Condiția limită de echilibru va fi :

$$F_2 = F_1.$$

Folosind notațiile din figura 14 deducem că :

$$F_1 = S \cdot p = \frac{\pi D^2}{4} \cdot p$$

unde :

p este presiunea de injectare a apei.

În timpul injectării, presiunea apei apasă pe peretele interior al capului de injecție (închizător hidraulic), pe lungimea lu cu forța $N = p \cdot s$.

Avînd în vedere că peretele capului de injecție opune o anumită rezistență, valoarea lui N care se transmite la peretele găurii de sondă va fi mai mică cu o anumită valoare dată de coeficientul c, care depinde de gradul de elasticitate al cauciucului din care este confecționat. Acest coeficient va fi totdeauna subunitar. Deci apăsarea reală pe normală va fi :

$$N' = c \cdot s \cdot p .$$

Forța totală de aderență este :

$$F_2 = \mu N' = \mu \cdot c \cdot \pi d \cdot lu \cdot p .$$

Trecînd la condiția de echilibru obținem :

$$\frac{D^2 \pi}{4} p = \mu \cdot c \, \pi d \cdot lu \cdot p .$$

Efectuînd calculele și ținînd cont de condiția inițială obținem relația :

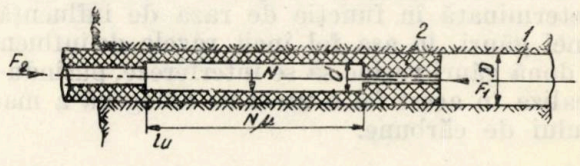
$$D \leqslant 2\mu^2 c^2 \sqrt{d \cdot lu} .$$

Dimensiunile d și lu sînt parametri constructivi ai capului de injecție. În funcție de aceștia și de valoarea celor două constate, se poate determina limita superioară a diametrului găurii de sondă.

Este cunoscut faptul că umezirea prafului de cărbune este mai dificilă, în special a celui provenit din strate cu un conținut ridicat de vitrit (cazul cărbunilor exploatați la Anina). Particulele care se umezesc cel mai greu sînt tocmai particulele cele mai fine sub 2μ, particule care sînt și cele mai periculoase din

Fig. 14.

1 – gaură de sondă ; *2* – capul de injecție.



punctul de vedere al îmbolnăvirilor de silicoză.

Din experiențele efectuate și din literatura de specialitate a rezultat că injectarea apei în masiv leagă particulele sub 2μ, într-o proporție convenabilă. Pentru creșterea eficienței umectării acestor particule cît și a precipitării lor prin perdelele de ceață, în apa de injectare s-a introdus clorura de sodiu. Concentrația optimă de clorură de sodiu în apă s-a determinat în laborator, studiind viteza de sedimentare a particulelor de cărbune la diferite concentrații. Concentrația optimă determinată este de 1%.

Cu această concentrație s-a făcut injectarea la sondele 1, 2 și 3 abatajul 634 zona veche și se scontează pe o reducere a gradului de prăfuire, față de injectarea apei simple, dar rezultatele nu sînt încă suficiente pentru a se trage o concluzie generală, rezerva umectată fiind în exploatare.

Clorura de sodiu mai are în plus și avantajul că păstrează umiditatea în masiv timp mai îndelungat, fiind hidroscopică la contactul cu umiditate relativă din atmosfera minei (care este în jur de 90%), favorizează o umezire suplimentară pe seama absorbției acesteia.

În prezent, injectarea apei la abatajele cameră se efectuează prin găuri scurte de 3 m, forate în frontul de cărbune.

Pentru creșterea eficienței umectării, este necesar ca și la această metodă de exploatare să se treacă la injectarea apei prin găuri lungi de sondă. Această tehnologie este împiedicată de faptul că nu există săpate inițial galerii direcționale în strat la nici unul dintre orizonturi; din acest motiv nu a fost aplicată pînă în prezent.

Pentru rezolvarea acestei probleme, propunem ca găurile de umectare să fie forate din abataj pe înclinarea stratului la o distanță de 10 m între ele (fig. 15). Pompa va fi montată, ca și în prezent, în galeria transversală de cap, iar apa sub presiune este condusă printr-o conductă montată în suitor și într-un canal săpat în vatra abatajului. Deci toate cele 3 sonde se vor injecta înainte de prăbușirea abatajului și dacă se consideră necesar vor putea fi ținute sub presiune pînă cînd camera inferioară se apropie de prima gaură. Pe măsura avansării abatajului, aceste găuri vor fi scoase succesiv de sub presiune.

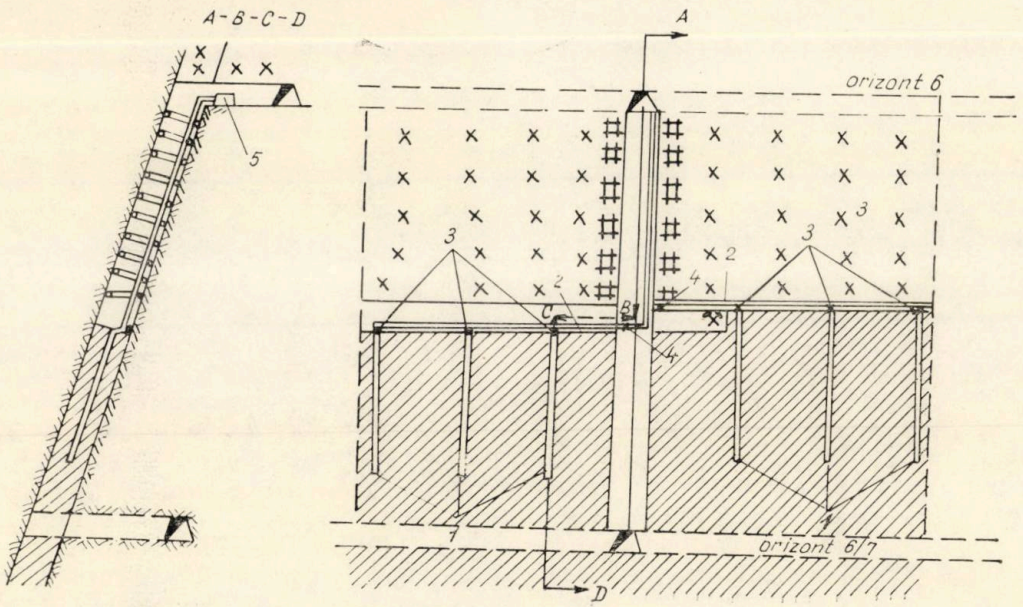
Lungimea găurilor de sondă va fi condiționată de utilajul folosit la perforare, sondele W.W.P.-1 neputînd fi folosite, deoarece introducerea lor în abataj, prin suitori, nu este posibilă.

Este bine ca alegerea utilajului pentru forare să se facă astfel încît să se asigure o lungime a găurii de injectare de cel puțin 15 m.

Prin injectarea apei sub presiune se realizează și o reducere a durității cărbunelui. Gradul de afînare a masivului depinde, în pimul rînd, de presiunea la care se injectează apa. Pentru creșterea gradului de fisurare și pentru mărirea eficacității umectării, injectarea apei se poate combina cu împușcarea sub presiune. În acest caz în sondă se injectează apa în mod obișnuit pînă la atingerea razei de umectare, se introduce apoi o anumită încărcătură de exploziv, gaura se pune din nou sub presiune și se inițiază explodarea încărcăturii. Se realizează, prin aceasta, o presiune de ordinul miilor

Fig. 15.

1 – găuri de sondă; *2* – conducte montate sub poditură; *3* – ventile de scoatere a pompei de sub presiune; *4* – ventile de racord la camere; *5* – pompă de înaltă presiune.



de atmosfere care acţionează într-un timp foarte scurt; acest timp este suficient pentru a distribui mai uniform apa în porii cărbunelui şi totodată produce o fisurare a masivului. Apa, în acest caz, fiind aproape incompresibilă, acţionează ca un efect prelungit al explozivului.

Propunem ca acest procedeu să se aplice îndeosebi la injectarea preliminară a masivului sub orizontul în exploatare.

Concluzii

1. La Exploatarea minieră Anina, pentru combaterea prafului în abataje, s-a aplicat metoda injectării apei în masiv prin găuri scurte. Pentru îmbunătăţirea umectării masivului s-a trecut la injectarea prin găuri lungi de sondă, plasate paralel cu linia abatajului. Rezultatele obţinute au fost superioare celor realizate cu vechea tehnologie.

2. Pe baza experimentărilor şi a studierii datelor obţinute, s-a trecut la stabilirea unor parametri de lucru.

3. Rezultatele obţinute pînă în prezent duc la concluzia că există încă posibilităţi de perfecţionare a metodei de lucru prin : forarea găurilor de sondă în afara zonei de influenţă a abatajului, utilizarea substanţelor umectante, împuşcarea sub presiune şi mărirea timpului de umectare.

4. Avînd în vedere avantajele tehnice şi economice, metoda se pretează la extindere şi în alte abataje (cameră), precum şi la lucrări de pregătire.

BIBLIOGRAFIE

[1] Ogîrlaci, V. ş. a. *Combaterea prafului de cărbune prin injectarea apei sub presiune înaltă în abataj la Exploatarea minieră Anina.* Revista Minelor, nr. 8, 1962.

[2] Stoces, B şi Jung. H. *Combaterea prafului şi silicozei în industria minieră.* Editura tehnică, 1964.

[3] Xenofotova, A. I. ş. a. *Pomparea apei în stratul de cărbune şi calculul parametrilor hidraulici ai stratelor.* Ugol, nr. 2, 1961.

[4] Véhény. H. *Perfecţionarea procedeului de îmbibare cu apă a frontului de cărbune din abataj.* Bergakademie, nr. 2, 1965.

[5] Cernov, O. I. ş. a. *Cîteva recomandaţii de creştere efectivă a umezirii stratelor de cărbuni.* Ugol, nr. 4, 1967.

[6] Ponov, G. E. ş. a. *Experienţe de injectare repetată a amestecului aer-apă şi apă în stratul de cărbune.* Ugol, nr. 4, 1967.

[7] Charbonaier, J. ş. a. *Injectarea apei în zăcămînt prin găuri lungi paralele cu frontul.* Revue de l'Industrie minerale, nr. 11, 1966.

[8] Văcăru, I şi Popescu, Al . *Injectarea apei în strat prin găuri de sondă la Exploatarea minieră Anina.* Revista Minelor, nr. 7, 1966.

Contribuţii la metoda microtectonică pentru studiul statistic al geometriei structurii plicative epimetamorfice din zona zăcămintelor Veţel-Muncelul Mic (Poiana Ruscă de NE)

Geol. A. GURĂU

Studiul structural al formaţiunilor cristalofiliene se realizează în prezent prin aplicarea din ce în ce mai mult a statisticii elementelor microtectonice.

Aplicată la studiul zăcămintelor localizate în şisturile cristaline, îndeosebi a celor metalifere, microtectonica a adus contribuţii însemnate privitor la condiţiile de zăcămînt, raportul dintre procesele de mineralizare metaliferă, tectonica şi metamorfismul şisturilor cristaline, influenţînd pozitiv la interpretarea genetică a zăcămintelor şi orientarea judicioasă a lucrărilor de explorare şi exploatare.

Totodată, utilizarea la o scară mai largă în cercetările geologice a studierii statisticii elementelor microtectonice a făcut posibilă înţelegerea mai bună a metodei şi să se sesizeze diferitele particularităţi în funcţie de stadiul deformării rocilor pe care le studiază. Sub acest aspect, metoda microtectonică s-a conturat mai bine ca metoda, delimitîndu-se totodată mai clar şi problemele geologice care se pot rezolva cu ajutorul ei.

Aşa cum se ştie, metoda microtectonică, fiind o metodă statistică, aduce contribuţii în cunoaşterea diferitelor procese geologice tocmai ca urmare a studierii cu procedee statistice a orientării elementelor structurale liniare şi plane, amprente ale evoluţiei mişcărilor tectonice rămase ca martori ai acestor mişcări în roci. Interpretarea rezultatelor măsurătorilor microtectonice este, am putea spune, problema cea mai importantă care se pune după cea a descifrării în teren şi măsurării elementelor microtectonice.

În cadrul temei pe care ne-am propus s-o tratăm, vom căuta să subliniem unele aspecte legate de studierea şi posibilităţile de determinare a direcţiei şi înclinării medii reale a şisturilor cristaline strîns cutate din zona zăcămintelor Muncelul Mic — Veţel, situate în partea de nord-est a masivului cristalin Poiana Ruscă.

Prin cercetările microtectonice anterioare [3, 4], efectuate în zona zăcămîntului polimetalic de la Muncelul Mic şi Muncelul Mare după metoda elaborată de M. P. Billings, s-a putut stabili, pentru prima dată, relaţiile tectonice concordante dintre zăcămînt şi rocile gazdă (şisturile cristaline epimetamorfice), interpretare diferită de cea a lui V. Lucca [7] şi H. Kräutner [6], care considerau zăcămîntul de la Muncelul Mic un filon discordant faţă de şisturi.

Determinarea elementelor microtectonice principale ca clivajul de forfecare cu înclinări sudice şi vestice şi a şistuozităţii de stratificaţie microcutată, cu direcţii est-vest şi înclinării nordice paralelă cu mineralizaţiile polimetalice intersectate de planele S_2, a făcut posibilă şi stabilirea unor relaţii dintre sedimentare, mineralizaţie, tectonica, magmatismul şi metamorfismul şisturilor cristaline. Succesiunea acestor fenomene se poate exprima schematic în felul următor.

1. *Sedimentarea geosinclinală* cu acumulări alternative de material terigen şi vulcanogen.

În etapele postvulcanice, manifestările exhalative cu cationii de Pb, Zn, Cu a dus la formarea de mineralizaţii vulcanogen sedimentare instalate în partea superioară a nivelelor piroclastice cu caracter acid [4]. Soluţiile hidrotermale mineralizate, care s-au insinuat pe planele de stratificaţie a sedimentelor terigene şi piroclastice submarine fără să ia contact cu apa mării, au dus la formarea mineralizaţiilor hidrotermale stratiforme, cunoscute în literatura de specialitate sub denumirea de zăcăminte hidrotermale sedimentare — Oelsner O. (1960). La acest tip am încadrat sectorul central al zăcămîntului de la Muncelul Mic [4].

2. *Tectonica plicativă* supune sedimentele şi mineralizaţiile concordante cu stratificaţia iniţială unei cutări succesive continue, materializată prin microcute centimetrice reluate în cutări decimetrice, care la rîndul lor fac parte din cute de ordinul metrilor şi a zecilor de metri. Sincron cu deformarea plicativă a sedimentelor şi mineralizaţiilor concordante, apar primele elemente microtectonice ale şisturilor cristaline: şistuozitatea de stratificaţie, liniaţia *b*, axele B, ca urmare a deformării rocilor prin îndoire cu alunecare concentrică şi fenomenele de metamorfism regional. Sedimentele se transformă în şisturi cristaline epimetamorfice de tipul şisturilor cuarţitice sericitoase şi cloritoase, alternînd cu metatufuri.

În această perioadă au loc mobilizări şi diferenţieri metamorfice ale materialului cuarţofeldspatic. Ca rezultat apar fenomene de exudaţie; materialul cuarţofeldspatic, în urma mobilizării prin secreţie laterală, se concentrează în benzi paralele stratiforme, formînd adesea cute de tipul pegmatitelor, similare cu cele descrise de P. I. Holmquist [5] şi N. G. Sudovikov [10]. Aceste acumulări capătă diferite forme, de la aglomerări neregulate de tipul agmatitelor, pînă la porfiroblaste de albit şi cuarţ.

Mineralizaţia de blendă şi galenă suferă şi ea recristalizări neaccentuate, materializate prin tendinţa uşoară de separare (rafinare) a galenei de blendă, în special în asociaţie cu materialul pegmatic cuarţofeldspatic.

3. *Deformarea disjunctivă* urmează în timp celei plicative, sub forma fisurilor de cutare şi a clivajului de forfecare, foarte intens dezvoltat [3]. Clivajul de forfecare intersectează şistuozitatea de stratificaţie şi mineralizaţia concordantă cu aceasta, sub diferite unghiuri [3, 4]. Pe planele de clivaj au fost sesizate slabe mineralizaţii, mai mult mînjiri din mineralizaţia concordantă cu şistuozitatea de stratificaţie, pe cale mecanică, în timpul formării clivajului.

4. *Magmatismul postmetamorfic* îl reprezintă dyke-urile andezitice şi bazaltice dispuse pe dislocaţiile care coincid cu clivajele de forfecare sau cu fisurile *ac*. Legarea genetică a mineralizaţiilor de plumb şi zinc de aceste erupţii, cum era presupusă de V. Lucca [7], este astfel infirmată de cercetările microtectonice.

Continuînd cercetările geologice structurale începute în anul 1957 la Muncelul Mic, în anii 1965 şi 1966 am extins cercetrile şi în zona zăcămîntului cuprifer şi plumbo-zincifer de la Veţel, acordînd o atenţie deosebită lămuririi relaţiilor structurale dintre cutele cu grad diferit de mărime din zona centrală şi vestică a zăcămîntului Muncelul Mic, pentru găsirea unor criterii mai complete, care să ajute orientarea lucrărilor de explorare.

În legătură cu această problemă sînt de remarcat următoarele aspecte ale direcţiei şi înclinării şisturilor.

a. Şistuozitatea de stratificaţie, măsurată cu busola geologică în lucrările miniere sau în aflorimentele naturale, are direcţia vest-nord-vest — est-sud-est şi înclinarea nordică în jur de 75—80°. Proiecţiile stereografice

Fig. 1. Eşantion şlefuit perpendicular pe *b* în cloritoşisturile din zona galeriei Filimon Sîrbu :

py, cp — mineralizaţie concordantă de pirită şi calcopirită ; S_2 — clivajul de forfecare (mărime naturală).

în diagrame microtectonice indică două maxime : S_1 şi S_1' formînd un unghi între ele ce variază între 20 şi 40°, trădînd existenta unor cute minore de ordinul decimetrilor sau metrilor. După aspectul lor morfologic ele sînt cute de curgere asimetrice cu un flanc mai lung şi altul mai scurt. În unele cazuri am întîlnit şi cute strînse, ascuţite, tectiforme, simetrice, iar uneori şi cute minore sinusoidale.

b. Direcţia orizontului (nivelului) mineralizat, ca şi a rocilor gazdă paralele cu mineralizaţia, rezultată din cartarea geologică petrografică a lui I. Lup, D. Moise şi Florica Roşca în lucrările miniere şi la suprafaţă, este aproape est-vest cu dispunere eşalonată către vest, în timp ce înclinarea lor este mai mică ca cea rezultată din măsurarea şistuozităţilor de stratificaţie cutate, care în diagrame apar sub forma celor două maxime S_1 şi S'. Din observaţii reiese că dispunerea eşalonată pe direcţie se datoreşte prezenţei unor cute mai mari, de ordinul zecilor de metri. La o afundare către vest a axei cutelor între 10 şi 40°, cum este cazul în zona Muncel, eşalonarea se poate presupune că se repetă şi în adîncime.

c. Direcţia generală a întregului complex cutat, în care se află cantonat zăcămîntul, este vest-sud-vest — est-nord-est, demonstrînd existenţa în realitate a cutelor minore de ordinul zecilor de metri, iar înclinarea generală este nord-nord-vest.

Observaţiile microtectonice din zona zăcămîntului Veţel, Valea Veţel şi Valea Vîlcezului, în aria de răspîndire a rocilor porfiroide, confirmă şi aici concordanţa lor cu şisturile cuarţitice şi cloritoase şi poziţia lor în flancul nordic al unei structuri anticlinale. Din zona mineralizată de la Filimon Sîrbu, cantonată în şisturile clorito-sericitoase, am colectat eşantioane mari de minereu pe care le-am secţionat perpendicular pe liniaţia *b*. Aşa cum se vede şi din figura 1, mineralizaţia cupriferă este concordantă cu şistuozitatea de stratificaţie. În această zonă clivajul de forfecare este la fel de dezvoltat ca şi în zona Muncelului, intersectînd şistuozitatea de stratificaţie cît şi benzile de mineralizaţie paralele cu ea. De asemenea şi mineralizaţiile din rocile porfirogene din galeriile 1 Iunie şi 11 Iunie sînt concordante cu şistuozitatea de stratificaţie (fig. 2). Caracteristicile lor similare cu mineralizaţiile din zona Muncel şi faptul că se găsesc în aceeaşi unitate structurală vine în sprijinul susţinerii punctului de vedere al formării lor singenetice, posibil vulcanogen sedimentare.

Prezenţa a două maxime S_1 şi S_1' în diagramele microtectonice, caracteristice pentru cutele minore de ordinul decimetrilor, cu înclinare şi direcţie diferită de a nivelului (orizontului) mineralizat cutat, demonstrează faptul că utilizarea directă, nemijlocită, în măsurătorile geologice sau microtectonice statistice a busolelor geologice cunoscute, nu dă posibilitatea determinării reale a înclinării şi direcţiei unui strat strîns cutat din şisturile cristaline. Datorită acestui fapt, oricît de multe măsurători de foliaţii s-ar face în astfel de strate şi s-ar prelucra statistic după metoda lui M. P. Billigns [1] şi M. Maşka [8], tot nu s-ar putea determina direcţia şi înclinarea medie reală a stratului respectiv.

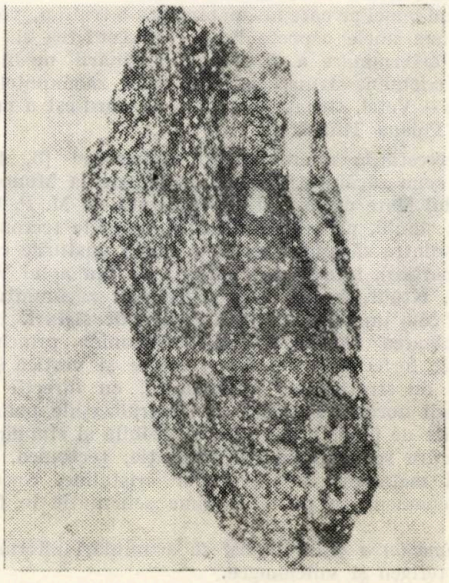
Într-o lucrare recent publicată a lui Mircea Ilie [9] se face chiar remarca că „în terenurile cristaline metoda statistică, care constă din gruparea poziţiilor de şistuozitate pe anumite sectoare, nu poate fi aplicată pe motivul că nu se cunoaşte poziţia iniţială a stratelor şi natura şistuozităţii". Am adăuga la această constatare ideea că, chiar în condiţiile cunoaşterii poziţiei iniţiale a stratelor (a stratificaţiei), datorită cutărilor minore, strînse, nu se poate pretinde, la gradul actual de evoluare a metodei microtectonicii, măsurînd nemijlocit cu oricare din busolele geologice cunoscute că s-ar putea determina poziţia reală a şisturilor cutate prin metoda microtectonică, deoarece înclinarea flancurilor cutelor minore şi direcţia lor diferă de cea a stratului cutat, observaţie făcută şi de M. Dimitrijevic [2].

Pentru înlăturarea acestui mare neajuns în cartarea geologică a formaţiunilor epimetamorfice din zona Muncel—Veţel a trebuit să recurgem la un procedeu nou de efectuat măsurători microtectonice, cu care să se determine direct direcţia şi înclinarea medie reală a unui strat cutat conform unei metode pe care am descris-o anterior *. În acest sens s-a verificat importanţa în descifrarea structurii geologice plicative a zăcămintelor, a măsurării planelor tangente care unesc şarnierele cutelor minore de acelaşi ordin de dezvoltare, pentru stabilirea înclinării medii reale a formaţiunilor cutate şi direcţiei lor. Metoda statistică nu numai că nu trebuie abandonată, din contra ea devine chiar indispensabilă studierii geometriei structurilor şisturilor cristaline. Cutele minore din şisturile cristaline de la Muncel au grade diferite de dezvoltare şi anume :

— cutele (microcutele) de ordinul milimetrilor şi centimetrilor, capătă dezvoltare în toată seria de roci şistoase,

Fig. 2. Eşantion şlefuit pe suprafaţa perpendiculară pe *b* în roci feldspatice (arcoze metamorfozate) din zona galeriei 11 Iunie :

py, cp — mineralizaţie concordantă de pirită şi calcopirită (mărime naturală).



* Dispozitiv microtectonic universal şi metodă de determinare a poziţiei medii reale a stratelor geologice cutate. Dosar depus la O. S. I. înregistrat cu nr. 045.4/1/11.07.1967.

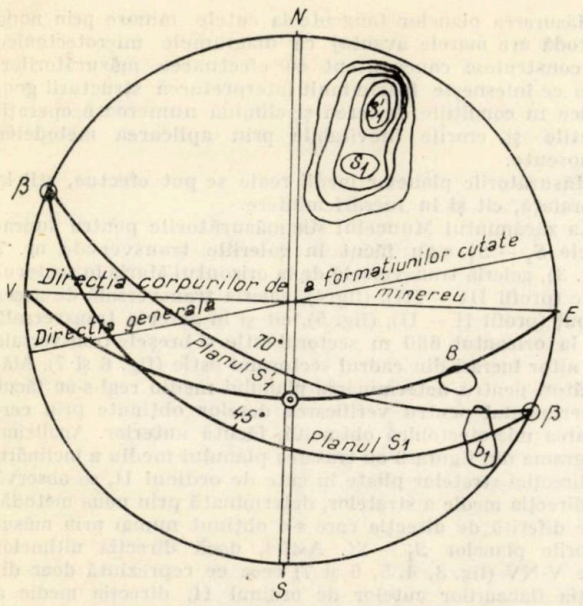


Fig. 3. Relațiile dintre cutele minore de ordinul II($S_1-S'_1$), cutele minore de ordinul III (direcția corpurilor de minereu) și direcția generală a formațiunilor cutate rezultate din măsurătorile în transversala nr. 7, sect. vestic și cartarea la suprafață:

b — liniațiile; *B* — axe de cute; β intersecțiile planelor S_1' cu S_1; *ac* — maxime pentru fisuri *ac*.

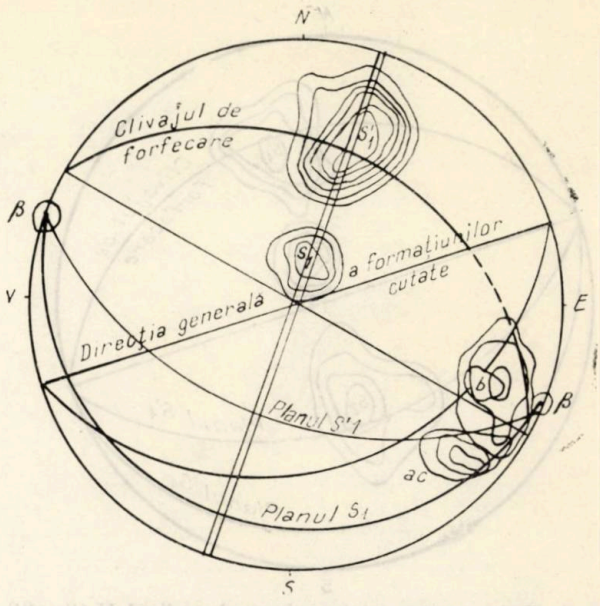


Fig. 4 Relațiile dintre cutele minore de ordinul II $S_1-S'_1$ în galeria transversală oriz. Maria, sectorul estic și direcția formațiunilor cutate, rezultate din cartare la suprafața.

inclusiv rocile porfiroide acide. Acest element structural minor dă direcția generală a liniațiilor *b* sinmetamorfice și sensul afundării lor axiale. Orientarea lor fiind aceeași pe suprafețe mari, sînt un contraargument pentru considerarea lor ca un efect al curgerilor submarine pe pante înclinate. Aceste pliuri le-am denumit microcute de ordinul I;

— cutele minore de ordin imediat superior sînt cute cu mărimea flancurilor de ordinul decimetrilor. Flancurile lor scurte au pînă la 20—30 cm, iar cele lungi pînă la 50—60 cm. Aceste cute (cute minore de ordinul II) se pot observa cel mai bine în secțiunile transversale *ac*, cum ar fi de exemplu în lucrările miniere transversale. Ele se observă și în alte secțiuni diferite de cele direcționale. Atît flancurile scurte, cît și cele lungi, ale acestor cute, au înclinări nordice (figurile 3, 4, 5, 6 și 7). Din aceste diagrame se poate vedea că flancurile cutelor înclină către nord, dar la afundarea axelor *B* către vest, în jur de 15—40°; din aceste date nu se poate deduce și valoarea înclinării reale a înclinării întregului complex cutat, deoarece nici unul din cele două maxime $S_1 - S'_1$ nu reprezintă înclinarea reală a complexului cutat. Cutarea de ordinul II este foarte accentuată, cutele sînt strînse, unghiul dintre flancurile lor este în jur de 20—40°. Înclinarea reală a stratului cutat ar fi dată de un plan tangent la cutele minore de ordinul II (fig. 8 și 9)

Fig. 5. Relațiile dintre cutele minore de ordinul II ($S_1-S'_1$) clivajul de forfecare, măsurate în galeria transversală de acces la puț și direcția generală a formațiunilor cartate la suprafață.

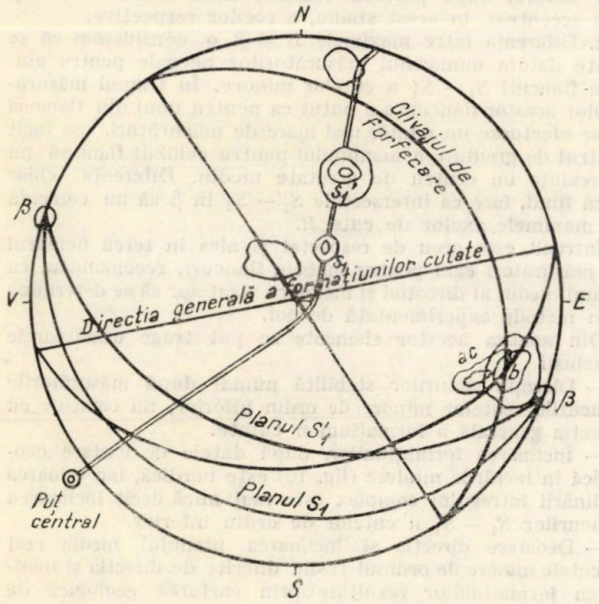
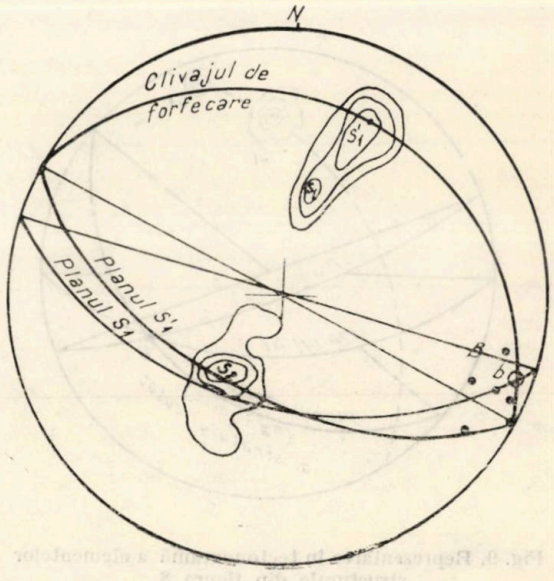


Fig. 6. Tectonograma cutelor minore de ordinul II ($S_1-S'_1$) și a clivajului de forfecare S_2 din galeria de coastă cota 680 m oriz. Maria sector estic.



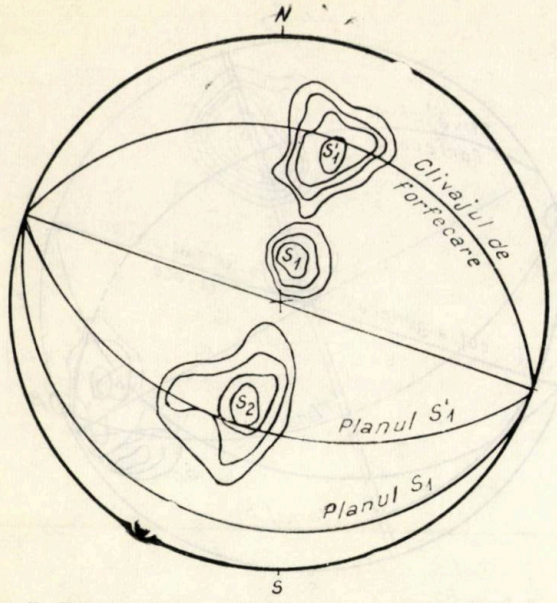


Fig. 7. Tectonograma cutelor minore de ordinul II ($S_1 - S'_1$) şi a clivajului de forfecare S_2 din galeria transversală oriz. Maria sectorul estic.

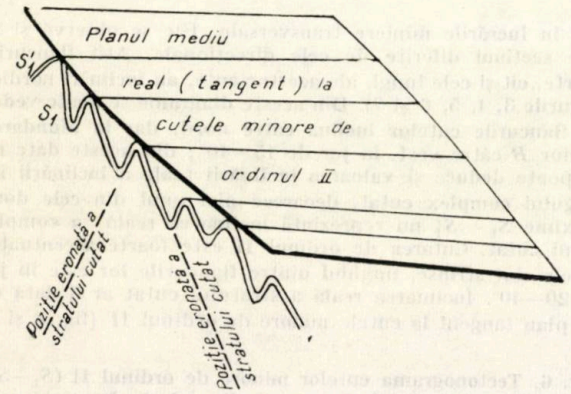


Fig. 8. Relaţiile dintre poziţia flancurilor cutelor minore de ordinul II şi poziţia medie reală a stratului cutat.

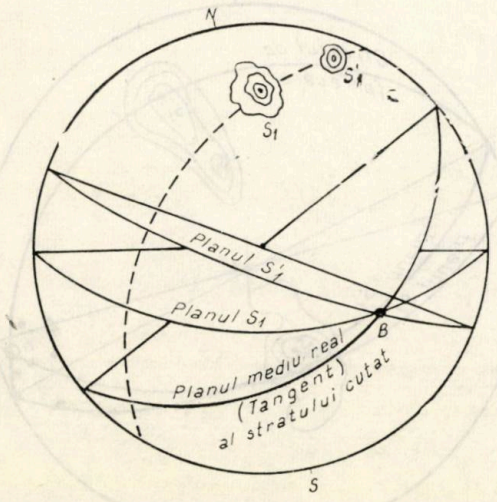


Fig. 9. Reprezentarea în tectonogramă a elementelor structurale din figura 8.

Măsurarea planelor tangente la cutele minore prin noua metodă are marele avantaj că diagramele microtectonice se construiesc concomitent cu efectuarea măsurătorilor, ceea ce înlesneşte foarte mult interpretarea structurii geologice în condiţiile de teren şi elimină numeroase operaţii neutile şi erorile inevitabile prin aplicarea metodelor cunoscute.

Măsurătorile planelor medii reale se pot efectua, atît la suprafaţă, cît şi în lucrări miniere.

La zăcămîntul Muncelul Mic măsurătorile pentru suprafeţele $S_1 - S'_1$ s-au făcut în galeriile transversale nr. 7 (fig. 3), galeria transversală de la orizontul Maria în sectorul estic (profil III — III), (fig. 4), galeria transversală de acces la puţ (profil II — II), (fig. 5), cît şi în galeria transversală de la orizontul 680 m sectorul estic şi breşele transversale ale altor lucrări din cadrul sectorului estic (fig. 6 şi 7). Măsurători pentru determinarea planului mediu real s-au făcut experimental pentru verificarea datelor obţinute prin cercetarea microtectonică obişnuită, făcută anterior. Analizînd diagrama din figura 9 cu trasarea planului mediu a înclinării şi direcţiei stratelor pliate în cute de ordinul II, se observă că direcţia medie a stratelor, determinată prin noua metodă, este diferită de direcţia care s-a obţinut numai prin măsurătorile planelor $S_1 - S'_1$. Astfel, dacă direcţia ultimelor este V-NV (fig. 3, 4, 5, 6 şi 7) ceea ce reprezintă doar direcţia flancurilor cutelor de ordinul II, direcţia medie a stratelor cutate, stabilită prin determinarea planului mediu, conform aceloraşi figuri, este diferită. Direcţia formaţiunilor determinată prin cartarea geologică de suprafaţă, este est-nord-estică — vest-sud-vestică, cu înclinarea către nord (fig. 3, 4 şi 5).

În diagramele microtectonice se observă că nu există o coincidenţă perfectă între maximele b (date de liniaţiile sinmetamorfice, primare de pe suprafeţele S_1), maximele B (date de sarnierele cutelor minore de ordinul II) şi maximele β (date de intersecţia în diagrame a flancurilor $S_1 - S'_1$ a cutelor minore de ordinul II.

Aceste diferenţe se pot datora următoarelor cauze:

1. Cutarea sinmetamorfică este însoţită de procese de diferenţiere metamorfică, a căror intensitate este mai mare în rocile mai moi în care şi liniaţia b şi microcutele sînt mult mai accentuate. Pe măsură ce procesele de cutare şi diferenţiere metamorfică avansează, ajungînd la maturitate (maximul de dezvoltare) în cadrul rocilor moi, proprietăţile lor fizico-mecanice se apropie, fără să coincidă, de cele ale rocilor înconjurătoare cu care alternează.

În continuarea procesului de cutare şi diferenţiere metamorfică (considerînd desigur acelaşi sens al acţiunii forţelor tectonice), strătuleţele microcutate alcătuiesc cute minore de ordinul II cu tendinţa de sudare a flancurilor lor $S_1 - S'_1$, sub un unghi minim (α) faţă de direcţia liniaţiei b. Aceasta s-ar datora, după părerea noastră, caracterului anizotrop mai accentuat, în acest stadiu, a rocilor respective.

2. Diferenţa între maximele B şi β o considerăm că se poate datora numărului măsurătorilor neegale pentru ambele flancuri $S_1 - S'_1$ a cutelor minore. În timpul măsurătorilor acestor flancuri s-a putut ca pentru unul din flancuri să se efectueze un număr mai mare de măsurători, aşa încît centrul de greutate a maximului pentru celălalt flanc să nu reprezinte un centru de greutate mediu. Diferenţa, chiar mică fiind, face ca intersecţiile $S_1 - S'_1$ în β să nu coincidă cu maximele axelor de cute B.

Întrucît este greu de respectat şi ales în teren numărul de măsurători egal pentru ambele flancuri, recomandăm ca planul mediu al direcţiei şi înclinării stratelor să se determine prin metoda experimentată de noi.

Din analiza acestor elemente se pot trage următoarele concluzii

— Direcţia şisturilor stabilită numai după măsurătorile flancurilor cutelor minore de ordin inferior, nu coincide cu direcţia generală a formaţiunilor cutate.

— Înclinarea formaţiunilor, după datele de cartare geologică în lucrările miniere (fig. 10) este nordică, iar valoarea înclinării întregului complex este mai mică decît înclinarea flancurilor $S_1 - S'_1$ a cutelor de ordin inferior.

— Deoarece direcţia şi înclinarea planului mediu real la cutele minore de ordinul II sînt diferite de direcţia şi înclinarea formaţiunilor rezultate prin cartarea geologică de

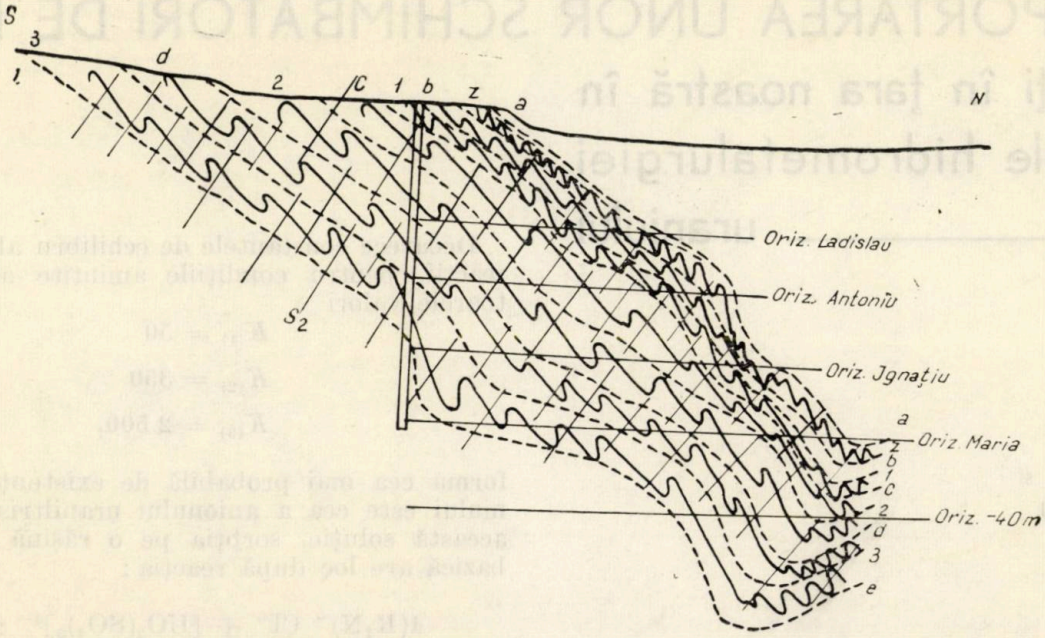


Fig. 10. Profil geologic structural, transversal, prin zăcămîntul polimetalic de la Muncelul Mic: *a. b. c. d. e* – şisturi cloritoase şi sericitoase; *z* – zăcămîntul polimetalic; *1, 2, 3* – şisturi cu porfiroblaste de feldspaţi ± cuarţ; S_2 – clivajul de forfecare.

suprafaţă şi în lucrări miniere, înseamnă că structura are şi cute minore de ordinul III. Astfel de cute au fost observate în aflorimente, uneori şi în lucrări miniere.

– Intersecţia clivajului de forfecare S_2, cu flancurile $S_1 - S'_1$ şi cu planul general al formaţiunilor, se proiectează aproximativ în cîmpul distribuţiei liniaţiilor *b* şi axelor *B*, dar nu coincide cu intersecţiile β rezultate prin construcţia proiecţiilor planelor $S_1 - S'_1$. Această diferenţă se datoreşte evoluţiei în timp a dezvoltării tectonicii şisturilor cristaline. Direcţia de acţiune a forţelor tectonice a păstrat, în general, aceleaşi valori. Diferenţele în nesuprapunerea perfectă a axelor *B* cu β sînt cauzate de creşterea competenţei şisturilor pe măsura amplificării cutării de la cute de ordinul I la cute de ordinul II.

Măsurătorile microtectonice directe pentru planurile medii reale ale şarnierelor cutelor minore a şisturilor metamorfice de la zăcămîntul polimetalic de la Muncelul Mic au adus elemente noi în descifrarea structurii plicative din această zonă confirmînd concluziile anterioare privitor la concordanţa zăcămîntului cu şisturile şi înclinarea spre nord a formaţiunilor geologice.

Prin cercetările efctuate se confirmă şi concordanţa zăcămîntului cuprifer de la Veţel cu rocile înconjurătoare.

Recomandăm utilizarea acestei metode, atît la studierea microtectonică a structurilor plicative a şisturilor cristaline, cît şi pentru orientarea lucrărilor geologice de prospectare şi exploatare

Introducerea în măsurătorile microtectonice a dispozitivului microtectonic universal pentru determinarea directă a poziţiei medii reale a stratelor geologice cutate elimină erorile subiective în interpretarea structurii şisturilor cristaline, iar metoda statistică utilizată în studiul lor capătă un sens ştiinţific.

BIBLIOGRAFIE

[1] Billings, M. P. *Structural Geology.* Prentice-Hall inc. New-York, 1942.

[2] Dimitrijevic, M. şi Drakulic, M. *Kristalasti skriljci Jablanice zbornik Rudarsko-geoloskog fakulteta.* Sv. 6 za 1958–1960.

[3] *Gurău, A. Observaţii referitoare la microtectonica zăcămintelor metalifere din şisturile cristaline.* Revista Minelor, nr. 12, 1965.

[4] Gurău, A. *Date noi privind structura geologică şi geneza zăcămîntului de sulfuri metalice de la Muncelul Mic, partea de NE a masivului Poiana Ruscă.* Dările de seamă a Comitetului de Stat al Geologiei LIII/1 1967.

[5] *Holmquist,* P. I. *Om pegmatit palingenes och ptygmatisk veckning* Geol. Fören Förh. XLII, 1920.

[6] Kräutner, H. *Zăcămîntul de sulfuri de la Muncelul Mic.* Asociaţia geologică Carpato-Balcanică. Congresul al V-lea, Bucureşti, 1961.

[7] Lucca, V., Cotala Silvia şi Butucescu, N. *Cercetări geologice asupra mineralizaţiilor polimetalice de la Muncelul Mic.* Studii şi cercetări geologice, geografice, Acad. R.P.R. Cluj, VIII, 3–4, 1957.

[8] Maşca, M. *Analiza tectonică a cristalinului.* (Microtectonica Munţilor Krîconoşi). (Traducere din limba cehă). Comitetul de Stat al Geologiei, 1956.

[9] Mircea, I. *Contribuţii la cunoaşterea tectonicii zonelor cristaline a Carpaţilor Români.* Buletinul Geologic, 2, Bucureşti, 1967.

[10] Sudovikov, N. G. *Reghionalnîi metamorfism i nekotorîe problemî petrologhii,* Iz.-vo. Len. Univ., 1964, Izdatelstvo Leningradskovo universiteta, 1964.

COMPORTAREA UNOR SCHIMBĂTORI DE IONI fabricaţi în ţara noastră în condiţiile hidrometalurgiei uraniului

B. DAVID
GH. FILIP şi
S. TĂTARU

Separarea uraniului din soluţiile sodice sau acide, în vederea obţinerii concentratelor chimice, reprezintă o fază deosebit de importantă în procesul tehnologic de obţinere a produşilor de uraniu de puritate nucleară. Obţinerea concentratelor chimice de uraniu este legată, pe de o parte de aspectul economic, iar pe de altă parte, de problema purificării prealabile, care precede afinajul propriu-zis. Această separare a uraniului din soluţii se poate realiza pe mai multe căi: precipitare, schimb ionic, extracţie cu solvenţi organici. Printre procedeele amintite, schimbul ionic ocupă un loc important în schemele tehnologiei uraniului.

Prezenţa în soluţiile industriale a uraniului, fie sub forma cationului uranil, fie sub forma de anioni complecşi, face posibilă utilizarea în practica sorbţiei, atît a cationiţilor, cît şi a anioniţilor. În general, cationiţii sînt mai puţin selectivi faţă de uraniu decît anioniţii, ceea ce face ca şi ponderea utilizării acestora din urmă să fie mult mai mare. În cadrul anioniţilor, în procesele de sorbţie a uraniului, de cea mai largă răspîndire se bucură răşinile puternic bazice, avînd drept grupe funcţionale amine ternare. Metoda se bazează pe sorbţia complecşilor anionici ai uraniului. Astfel, în soluţiile sulfurice, obţinute curent în practica atacului acid al minereului, la un pH apropiat de 1, sînt posibile următoarele reacţii:

$$UO_2^{2+} + SO_4^{2-} \rightleftharpoons UO_2SO_4 \qquad (1)$$

$$UO_2^{2+} + 2SO_4^{2-} \rightleftharpoons [UO_2(SO_4)_2]^{2-} \qquad (2)$$

$$UO_2^{2+} + 3SO_4^{2-} \rightleftharpoons [UO_2(SO_4)_3]^{4-} \qquad (3)$$

Deoarece constantele de echilibru ale acestor reacţii, pentru condiţiile amintite au următoarele valori

$$K_{(1)} = 50$$

$$K_{(2)} = 350$$

$$K_{(3)} = 2\,500,$$

forma cea mai probabilă de existenţă a uraniului este cea a anionului uraniltrisulfat. În această soluţie, sorbţia pe o răşină puternic bazică are loc după reacţia:

$$4(R_4N)^+ Cl^- + [UO_2(SO_4)_3]^{4-} \rightleftharpoons$$
$$\rightleftharpoons (R_4N)_4^+ [UO_2(SO_4)_3]^{4-} + 4Cl^-$$

Capacitatea de schimb a răşinilor puternic bazice faţă de uraniu scade cu creşterea aciditaţii, ca urmare a concurenţei ionilor de bisulfat. Această capacitate creşte cu creşterea pH-ului şi cu creşterea concentraţiei uraniului. Avantajul folosirii anioniţilor constă în faptul că se realizează o purificare avansată, deoarece cationii din soluţie, în general, nu sînt sorbiţi (V, Al, Mn, Fe^{2+}, metalele alcaline şi alcalino-pămîntoase). Fierul trivalent este sorbit parţial datorită formării unor complecşi anionici de forma: $[Fe(SO_4)_2]^-$ şi $[Fe(SO_4)_3]^{3-}$. Totodată, prezenţa fosforului sau arseniului favorizează sorbţia aluminiului datorită formării complecşilor anionici:

$$[Al(HPO_4)_3]^{3-},\ [Al(HAsO_4)_3]^{3-},\ [Al(HPO_4)_2]^-,$$
$$[Al(HAsO_4)_2]^-$$

Rezultate foarte bune se obţin şi în cazul folosirii răşinilor puternic bazice la sorbţia uraniului din soluţiile sodice, cînd uraniul se găseşte sub forma complexului anionic uraniltricarbonat $[UO_2(CO_3)_3]^{4-}$. Reacţia după care are loc schimbul ionic este similară cu cea din mediul sulfuric:

$$4(R_4N)^+Cl^- + [UO_2(CO_3)_3]^{4-} \rightleftharpoons$$
$$\rightleftharpoons (R_4N)_4^+[UO_2(CO_3)_3]^{4-} + 4Cl^-.$$

Excesul de sodă sau bicarbonat reduce capacitatea de sobţie a răşinii, datorită saturării acesteia cu ionii de CO_3^{2-} şi HCO_3^-.

Deoarece în soluţiile sulfurice pentru pH-uri mai mari (1,5 —5) concentraţia anionilor com-

plecşi este redusă, crescînd în schimb concentraţia sulfatului de uranil (cînd uraniul îşi manifestă prezenţa ca şi cation UO_2^{2+}), este posibilă utilizarea cationiţilor pentru procesul sorbţiei uraniului. Un exemplu edificator este utilizarea cationitului slab acid SG-1, pe bază de acid metacrilic care, în condiţiile date, manifestă o mare selectivitate faţă de uraniu, o capacitate de sorbţie rezonabilă (40 —50 mgU/ml răşină umflată) şi o foarte bună rezistenţă chimică şi mecanică, fiind apt şi pentru sorbţia din tulbureală densă (solid : lichid = 1 : 1,5).

Pratica atacului acid sau sodic a minereurilor uranifere comune, datorită conţinutului relativ coborît în uraniu al acestora, duce la obţinerea unor soluţii al căror conţinut în uraniu nu depăşeşte 0,4 —1,0 g/l. Utilizarea unor asemenea soluţii pentru separarea uraniului prin precipitare nu este recomandabilă datorită obţinerii unor randamente de precipitare scăzute. Aplicarea în acest caz a tehnologiei de extracţie a uraniului prin sorbţia pe schimbători de ioni permite obţinerea, prin eluarea uraniului sorbit, a unor soluţii cu un conţinut de 10 —20 g/l uraniu, din care acesta poate fi separat prin precipitare cu randamente foarte bune.

Consideraţiile de mai sus motivează interesul deosebit pe care-l acordă tehnologia uraniului proceselor de sorbţie în actuala etapă de dezvoltare a acestei industrii.

Prezenţa în ţara noastră a unor zăcăminte valorificabile de uraniu, care implică folosirea unor scheme tehnologice variate, pune în faţa acestei noi ramuri industriale diferite probleme tehnice şi economice de cea mai mare importanţă. Totodată, existenţa unor sectoare producătoare de răşini schimbătoare de ioni impune acordarea unei atenţii deosebite faţă de posibilitatea extinderii continue a domeniilor de aplicaţie a produşilor indigeni, factor activ în dezvoltarea industriei noastre şi cu implicaţii de ordin economic imediat pentru problemele tehnologiei uraniului din ţara noastră.

În acest sens, lucrările de laborator s-au axat pe experimentarea ioniţilor în fabricaţie sau în curs de experimentare.

Încercările s-au efectuat cu următorii ioniţi :

a. *Cationiţi* :

1. Vionit CC-1 (H)
2. „ CC-2 (Na)
3. „ CC-21 (H)
4. „ CC-21 (Na)
5. „ CS-3
6. „ CS-3A
7. „ CS-21
8. C-ICECHIM

b. *Anioniţi* :

9. Vionit AC-1
10. „ AS-2
11. „ AS-2 cu piridină de cocserie
12. „ AS-21
13. „ AS-22
14. „ AS-22 cu grupe piridinice
15. „ AT-1 (Cl)
16. „ AT-21
17. A-ICECHIM

Pentru comparaţie s-a utilizat cationitul SG-1 (U.R.S.S.) şi anioniţii Amberlit IRA-401 (S.U.A.) şi Wofatit-SBU (R.D.G.).

În faza preliminară de selecţionare, cationiţii au fost pregătiţi prin tratare cu o soluţie de HCl 2n, iar anioniţii prin tratare cu o soluţie de NaOH 1n.

Selecţionarea s-a efectuat tratînd cîte 1 ml răşină umflată în apă, cu cîte 100 ml soluţie conţinînd 0,75 g/l uraniu, în diferite medii şi la diferite *p* H-uri. Contactarea s-a făcut în condiţii statice, timp de 24 h, în pahare de laborator, cu agitare intermitentă. Capacitatea de sorbţie s-a calculat prin diferenţă, determinînd conţinutul în uraniu al soluţiilor după contact. Datele care au servit pentru selecţionare sînt trecute în tabela 1.

Tabela 1

Ionitul	Sorbit mgU/ml răşină umflată, din soluţie cu 0,75gU/l				
	Soluţie sodică *p*H = 8,5	Soluţie sulfurică *p*H = = 0,55	Soluţie sulfurică *p*H = = 1,36	Soluţie sulfurică *p*H = = 2,95	Soluţie azotică *p*H = 2
CC—1 (Na)		—		—	7,5
CC—2 (Na)		15,0		29,0	48,5
CC—1 (H)		—		—	—
CC—21 (H)		—		—	—
CS—3		2,5		26,0	34,0
CS—3A		1,5		22,0	62,5
CS—21		4,5		35,0	59,0
C—ICECHIM		—		19,5	44,5
SG—1 (U.R.S.S.)		—		14,7	—
AS—21	—		6,5	10,0	4,5
AS—2	—		32,0		2,5
AS—2 py. cocs.	—				2,5
AS—22 py	—				2,0
AS—22	—		26,5		1,0
AT—21	23,5	9,5	44,5	35,5	—
AT—1	18,5	10,0	47,5	50,0	1,0
AC—1	—	—	24,5		—
A—ICECHIM (OH)	—	—	14,5		6,0
IRA—401	19,0	—	32,0	43,5	

În baza rezultatelor obţinute, s-au selecţionat pentru continuarea studiului următorii ioniţi :

a. *Cationi:*

1. CC-2 (Na)
2. CS-3
3. CS-3A
4. CS-21
5. C-ICECHIM

b. *Anioniţi:*

6. AT-21
7. AT-1

Pentru ioniţii selecţionaţi, s-a urmărit influenţa tratamentului asupra capacităţii de sorbţie a uraniului. În acest sens, cationiţii au fost trataţi cu: HCl 2n, H_2SO_4 1n, NaOH 1n şi HCl 2n, iar anioniţii cu NaOH 1n, HCl 2 n şi NaOH 1n. Pregătirea răşinilor s-a efectuat prin tratare cu cîte 10 volume de agent de activare, în pahare de laborator, în condiţii statice, cu un contact de 24 h. Controlul capacităţii de sorbţie a cationiţilor s-a făcut în condiţii statice, tratînd cîte 1 ml răşină umflată cu cîte 100 ml soluţie sulfurică, conţinînd 0,74 g U/l, la un pH = 3,5. Datele obţinute sînt trecute în tabela 2.

Tabela 2

Ionitul	Sorbit mgU/ml răşină umflată (mgU/g răşină uscată)		
	10 volume HCl 2n	10 volume H_2SO_4 1n	5 vol. NaOH 1n şi 5 vol. HCl 2n
CC—2 (Na)	42,25 (75,2)	46,0 (81,8)	39,0 (69,3)
CS—3	29,25(57,5)	42,0 (82,5)	41,75 (82,2)
CS—3A	56,0 (120,0)	53,0 (113,0)	49,0 (105,0)
CS—21	67,0 (148,0)	58,85 (130,0)	65,5 (144,0)
C—ICECHIM	52,5 (132,0)	47,75 (121,0)	49,0 (125,0)
SG—1	30,5 (134,0)	27,75 (22,0)	34,0 (149,0)

Controlul capacităţii de sorbţie a anioniţilor s-a făcut în condiţii statice, tratînd cîte 1 ml răşină umflată cu cîte 100 ml soluţie sodică, conţinînd 0,735 gU/l, la un pH = 8,5. Datele obţinute sînt trecute în tabela 3.

Tabela 3

Ionitul	Sorbit mgU/ml răşină umflată (mgU/g răşină uscată)	
	10 vol. NaOH 1 n	5 vol. HCl 2n şi 5 vol. NaOH 1n.
AT—21	44,25 (86,6)	48,75 (95,0)
AT—1	55,5 (114,0)	57,75 (118,0)
IRA—401	46,0 (116,0)	49,75 (126,0)

Pentru urmărirea şi reprezentarea grafică a proceselor de sorbţie studiate, în laborator s-au determinat greutăţile volumetrice şi coeficienţii de umflare în apă. Datele obţinute sînt trecut în tabela 4.

În continuarea studiului, lucrările s-au axat pe urmărirea capacităţii de sorbţie în condiţii dinamice. Încercările s-au efectuat pe cîte 1 ml răşină, în coloane de laborator cu Ø=4,5 mm, pentru o viteză a afluentului de 3,33 ml/min (21 ml/min/cm²). Sorbţiile s-au urmărit pe trei soluţii

Tabela 4

Ionitul	Greutatea volumetrică g/cm³	Coeficient de umflare	1 ml răşină umflată = = g răşină uscată.
SG—1			
CC—2 (Na)	0,57	2,5	0,57 :2,5 =0,228
CS—3	0,73	1,3	0,73 :1,3 =0,562
CS—3A	0,66	1,3	0,66 :1,3 =0,507
CS—21	0,75	1,6	0,75 :1,6 =0,468
C—ICECHIM	0,59	1,3	0,59 :1,3 =0,453
IRA—401	0,61	1,55	0,61 :1,55=0,393
AT—1	0,65	1,65	0,65 :1,65=0,394
AT—21	0,61	1,25	0,61 :1,25=0,488
	0,64	1,25	0,64 :1,25=0,512

1. soluţie de carbonat de amoniu, pH=8, cu 0,735 g U/l;
2. soluţie sulfurică, pH=3,5, cu 0,740 g U/l;
3. soluţie sulfurică, pH=0,75, cu 0,732 gU/l.

Datele privind sorbţia în condiţiile dinamice sînt trecute în tabela 5. Aceste date ilustrează atît aspectul cantitativ al procesului sorbţiei, cît şi influenţa tratamentului aplicat schimbă-

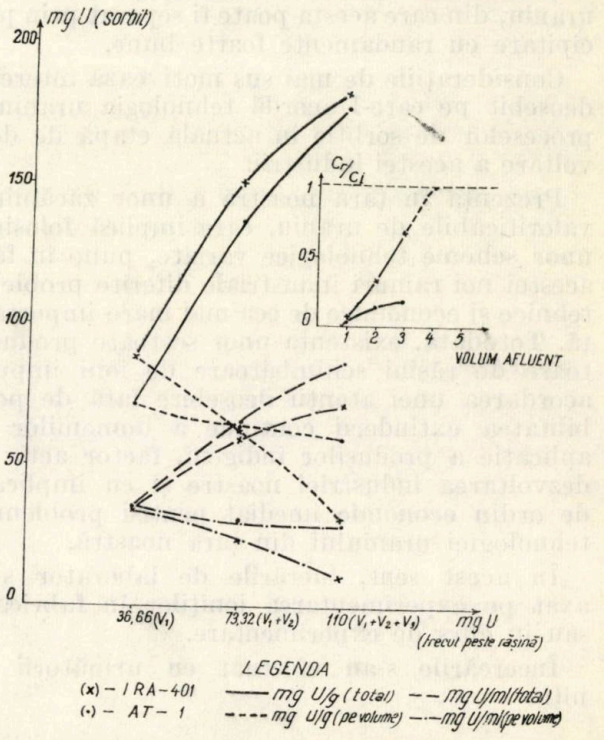


Fig. 1. Curbele de sorbţie a uraniului pentru anioniţii amberlit IRA—401 şi vionit AT—1.

torilor de ioni asupra capacităţii de sorbţie faţă de uraniu.

Datele prezentate atrag în mod deosebit atenţia asupra anionitului AT-1 şi a cationiţilor CS-3, CS-3A, CS-21 şi C-ICECHIM. Pentru o mai evidentă ilustrare a calităţilor ioniţilor de mai sus, procesele de sorbţie sînt reprezentate grafic în figurile 1—5, prin intermediul curbelor de sorbţie trasate în coordonatele: uraniu tre-

Tabela 5

Caracterul ionitului	Tratamentul	Ionitul	Soluție carbonatică $pH=8$		Soluție sulfurică $pH=3,5$		Soluție sulfurică $pH=0,75$	
			mgU/ml	mgU/g	mgU/ml	mgU/g	mgU/ml	mgU/g
Anionit	NaOH 1n	AT—21	53,3	108,0			19,4	37,00
		AT—1	86,8	176,0			50,7	104,0
		IRA—401	71,7	182,0			68,2	173,0
	HCl 2n și NaOH 1n	AT—21	50,4	98,5	31,8	62,0		
		AT—1	70,4	114,0	24,3	49,0		
		IRA—401	82,0	204,0	50,1	126,0		
Cationit	HCl 2n	CC—2(Na)			104,0	185,0		
		CS—3A			174,0	371,0	45,7	97,0
		CS—3			134,0	264,0		
		CS—21			138,0	306,0	48,5	107,0
		C—ICECHIM			102,0	260,0	35,0	89,0
		SG—1			27,0	118,0		
	H_2SO_4 1n	CC—2 (Na)			87,0	155,0		
		CS—3			113,0	223,0		
		CS—3A			122,0	260,0		
		CS—21			126,0	275,0		
		C-ICECHIM			117,0	297,0		
		SG—1	22,8	100,0	33,3	146,0		
	NaOH 1n și HCl 2n	CC—2 (Na)			46,2	82,0		
		CS—3			101,0	205,0		
		CS—3A			121,0	258,0		
		CS—21			127,0	280,0		
		C-ICECHIM			90,0	228,0		
		SG—1			31,2	137,0		

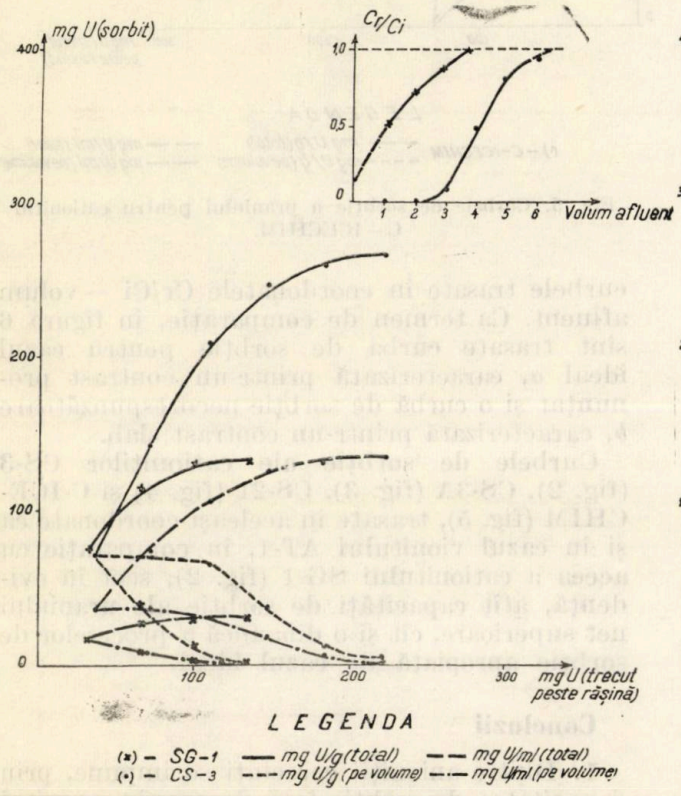


Fig. 2. Curbele de sobție a uraniului pentru cationiții SG—1 și vionit CS—3.

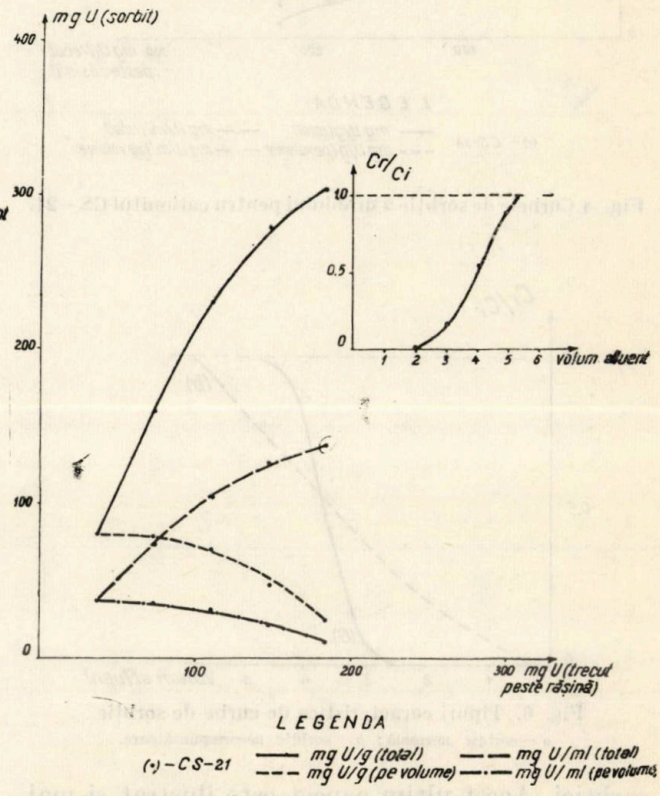


Fig. 3. Curbele de sorbție a uraniului pentru cationitul CS—3A.

cut peste rășină. Spre comparație, pentru anionit s-a trasat curba de sorbție a rășinii amberlit IRA-401 (fig. 1), iar pentru cationiți, curba de sorbție a cationitului SG-1 (fig. 2).

Curbele de sorbție, urmărind atît efectul total al sorbției, cît și sorbția parțială pe volume, demonstrează, pentru condițiile de lucru alese, atît calitatea rășinilor studiate prin prisma capacității de sorbție, cît și aspectul dinamicii sorbției. Acest ultim aspect este ilustrat și mai bine de alura curbelor trasate în coordonatele : concentrația reziduală / concentrația inițială (Cr/Ci) — volum afluent.

Urmărind curbele din figura 1, se constată că sub aspectul sorbției totale, vionitul AT-1 se comportă similar cu amberlitul IRA-401. În ceea ce privește sorbția pe volume, care indică dinamica sorbției, în contrast cu rășina IRA-401, vionitul AT-1 nu prezintă o dinamică de sorbție optimă, fapt reliefat și mai evident de curbele trasate în coordonatele Cr/Ci — volum afluent. Ca termen de comparație, în figura 6 sînt trasate curba de sorbție pentru cazul ideal *a*, caracterizată printr-un contrast pronunțat și o curbă de sorbție necorespunzătoare *b*, caracterizată printr-un contrast slab.

Curbele de sorbție ale cationiților CS-3 (fig. 2), CS-3A (fig. 3), CS-21 (fig. 4) și C-ICECHIM (fig. 5), trasate în aceleași coordonate ca și în cazul vionitului AT-1, în comparație cu aceea a cationitului SG-1 (fig. 2), scot în evidență, atît capacități de sorbție ale uraniului net superioare, cît și o dinamică a proceselor de sorbție apropiată de cazul ideal.

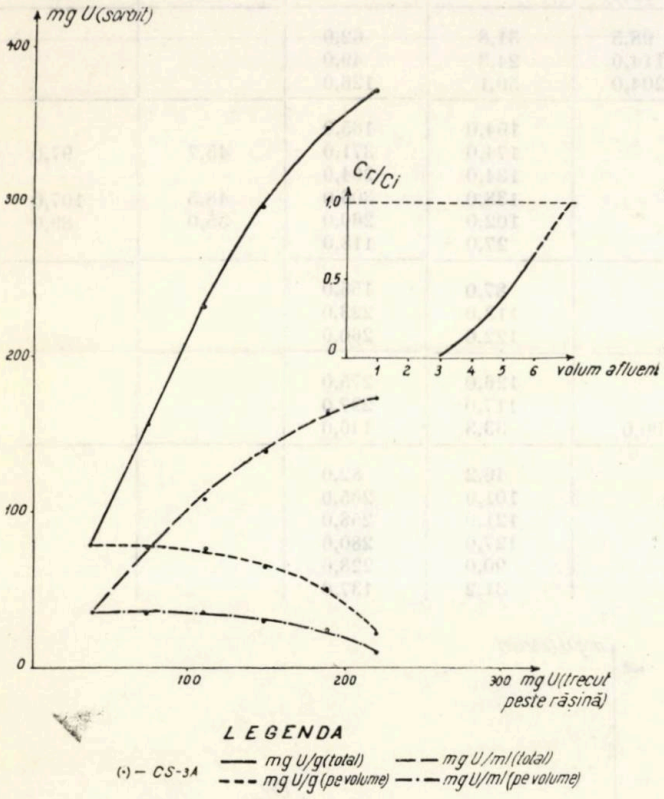


Fig. 4. Curbele de sorbție a uraniului pentru cationitul CS—21.

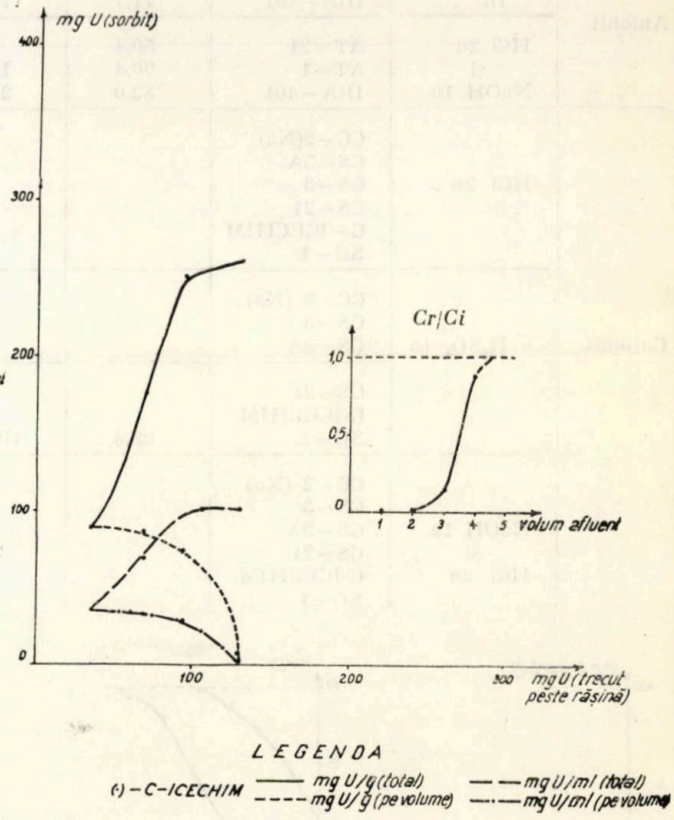


Fig. 5. Curbele de sorbție a uraniului pentru cationitul C—ICECHIM.

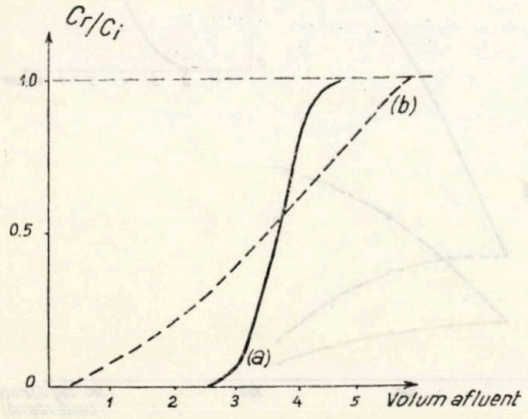


Fig. 6. Tipuri caracteristice de curbe de sorbție :
a — sorbție normală ; *b* — sorbție necorespunzătoare.

Concluzii

1. Dintre anioniții cercetați se impune, prin capacitatea de sorbție față de uraniu, vionitul AT-1, similar din acest punct de vedere cu amberlit IRA-401, recunoscut pe plan mondial pentru aplicațiile sale în tehnologia uraniului.

2. Cationiții studiați au scos în evidență comportarea foarte bună a vioniților CS-3, CS-3A,

CS-21 și a cationitului ICECHIM, ale căror capacități de sorbție, față de uraniu foarte ridicate (260—370 mgU/g rășină uscată) deschid, de asemenea, perspective largi de utilizare, în tehnologia sorbției uraniului a acestora, din soluțiile sulfurice.

3. Rezultatele bune obținute în această fază preliminară a studiului comportării ioniților fabricați în R.S.R., impun acordarea unei atenții deosebite față de posibilitatea introducerii acestor produși indigeni în practica hidrometalurgiei uraniului.

BIBLIOGRAFIE

[1] Grgs I., Knall H. *Analiza schimbătorilor de ioni. Nota I. Determinarea capacității totale de schimb, Combinatul Chimic Victoria*, 1965.

[2] * * * *Schimbători de ioni.* Combinatul Chimic Victoria 1965.

[3] Ionescu T. *Schimbători de ioni.* Editura tehnică, București, 1964.

[4] Plaksin I. N. și Tătaru S. A. *Ghidrometalurghia s primeneniem ionitov.* Metalurghia, Moskva, 1964.

[5] Preuss A. Kunin R. *Obșcii obzor tipov i harakteristik ionoobmenîh smol, ispolizuemîh pri izvlecenii urana.* Mirnoe ispolzovanie atomoni energhii, tom 8., Metalurghizdat., Moskva 1958.

[6] Samuelson O., *Primenenie ionogo obmena v analiticeskoi himii.* I. L., Moskva 1955.

[7] Sterlin Ia. *Metalurghia urana.* Gosatomizdat, Moskva 1962.

[8] Șevcenko V. B., Sudarikov B. N. *Tehnologhia urana* Gosatomizdat, Moskva 1961

Recenzii

Mastacan, Gh. **Cristale, minerale, roci** Editura ştiinţifică, 1967.

În mod obişnuit spunem despre o carte nouă, bine întocmită, că vine să umple un gol. De data aceasta trebuie să constatăm că lucrarea cu titlul de mai sus a venit să-şi deschidă un drum propriu.

Autorul, prof. dr. ing. Gh. Mastacan, prezintă o sinteză deosebit de valoroasă a trei importante discipline dintre cele care alcătuiesc baza studiului geologiei. Cristalografia, mineralogia şi petrografia sînt de obicei publicate în volume separate şi adesea de autori diferiţi, ceea ce ar putea determina pe studenţi să dea mai puţină atenţie interdependenţei atît de strînse dintre procesele care au loc în scoarţa terestră. De fapt, tocmai aprofundarea acesti interdependenţei dă adevărata înţelegere a circuitului materiei în natură şi explică unitatea fundamentală reprezentată de planeta noastră.

Analiza cărţii profesorului Mastacan indică o lucrare adînc gîndită, o operă originală şi nu un simplu curs realizat prin sudarea textelor unor autori, care la rîndul lor să se fi mulţumit a redacta o compilaţie mai mult sau mai puţin reuşită.

Cele trei părţi ale lucrării — cristale, minerale roci — însumează 358 de pagini grupate în 12 captole.

Capitolul intitulat *cristalografie geometrcă* este tratat în 49 pagini şi se ocupă de stări şi proprieăţi structurale, de reţelele plane şi tridimensionale, de creşterea şi dizolvarea cristalelor, precum şi de legile experimentale ale cristalografiei, încheindu-se cu indicarea edificiilor cristaline complexe.

Următorul capitol *cristalografia fizică* este cel mai voluminos (78 pag.). Aici sînt menţionate proprietăţile scalare şi vectoriale, electrice şi magnetice ale cristalelor şi se aminteşte faptul că, din studierea magnetismului remanent al rocilor, se poate deduce vîrsta lor, pe baza cunoaşterii poziţiei polilor magnetici ai pămîntului în diferite epoci geologice. În continuare este explicată coeziunea mineralelor.

Al treilea capitol *cristalografia chimică* are 21 pagini şi se ocupă de razele ionice şi atomice, de numărul de coordinare, de tipurile de legături interatomice şi de polarizarea moleculară. O atenţie deosebită se dă structurilor cristaline şi factorilor care le condiţionează. Se arată apoi importanţa energiei reţelelor cristaline şi clasificarea acestor reţele, precum şi proprietăţile de izomorfism-polimorfism.

Capitolul referitor la *structura cristalelor* este condensat în 4 pagini, dar este amplu completat prin tabelele anexate.

Un capitol special (6 pag.) este dedicat *rontgenometriei cristalelor,* explicîndu-se, atît fenomenul în sine, cît şi metodele de studiu ale structurilor cristaline.

Capitolul referitor la *mineralogia chimică* tratează formarea mineralelor şi metodele de cercetare în laborator (10 pag).

Capitolul 7 se referă la *mineralogia sistematică* (15 pag.), urmat de un capitol privind *alcătuirea globului terestru* (11 pag.) şi de capitolul 9 despre *clasificarea genetică a rocilor.*

Capitolul 10 analizează pe larg *rocile magmatice* (56 pag.), pornind de la caracteristicile fizice şi chimice ale unei soluţii magmatice şi cercetînd echilibrele eterogene referitoare la separarea prin cristalizare a mineralelor din magmă. În acest capitol sînt examinate şi ilustrate grafic sistemele fizico-chimice, precum şi regula mineralogică a fazelor. De asemenea, sînt arătate stadiile de consolidare (răcire) ale magmei, produsele de consolidare magmatică şi formele de zăcămînt ale maselor magmatice. Diferenţierea magmatică şi procesele de asimilare sînt bine definite pentru a se ajunge la conturarea noţiunii de „provincie petrografică". Criteriile de clasificare a rocilor sînt exact definite în text şi ilustrate în tabelele anexate.

Capitolul 11 (36 pag.) cuprinde o sinteză concludentă asupra *modului de formare a rocilor sedimentare* şi arată criteriile de clasificare a căror stabilire constituie o problemă mai dificlă decît pentru rocile eruptive. Autorul rezolvă această problemă (tabela VI), aducînd o contribuţie originală la sistematizarea rocilor sedimentare. Tot în acest capitol sînt amintite şi procesele de alterare a zăcămintelor metalifere, legate de magmatism.

În ultimul capitol (56 pag.) se realizează o interesantă şi preţioasă expunere asupra metamorfismului şi rocilor metamorfice. Originalitatea acestei tratări este sintetizată în tabelele 7 şi 8 de care ne ocupăm în continuare. Aici vom menţiona doar figura 125, care reprezintă în mod judicios relaţiile între epizonă, mezozonă şi catazonă.

În afara celor 126 figuri, expunerea este ilustrată de opt tabele anexate cărţii şi ele aduc o dovadă mai mult a preocupării autorului de a găsi căi noi pentru prezentarea cît mai clară şi mai sugestivă a cunoştinţelor fundamentale privind capitolele tratate. Astfel cristalografia geometrică şi legile experimentale ale cristalografiei sînt prezentate în tabelele 1 şi 2. Prima tabelă cuprinde clasele de simetrie cu direcţii unice şi arată cum prin deducţii logice se ajunge la 27 clase de simetrie. Tabela 2 conţine gruparea în singonii după caracterele comune ale formulelor de simetrie.Tabela înlesneşte încadrarea oricărui poliedru cristalin în singonia, sistemul şi clasa de simetrie corespunzătoare.

Un interes deosebit prezintă tabelele care cuprind clasificarea mineralelor principale din rocile eruptive (tab. 3) şi produsele de consolidare magmatică, din care rezultă foarte clar rolul important al desamestecului în stare lichidă, în desfăşurarea proceselor de concentrare naturală, procese care la rîndul lor pot da naştere la însemnate zăcăminte de minereuri.

Tabela 5 redă clasificarea rocilor eruptive din seria calcoalcalină. Clasificarea ţine seama, atît de mineralele constituente principale, cît şi de chimismul lor, precum şi de diversele structuri ale rocilor. Tabela este ingenios împărţită în patru sectoare de culori diferite, pentru a face cît mai vizibile criteriile de clasificare şi legătura naturală dintre ele. Deosebit de sugestiv este sectorul din care reiese contemporaneitatea existentă între Labrador — Bytownit şi

Piroxen — Olivina precum şi idiomorfismul care poate lua fie partea feldspaţilor, fie a piroxen-olivinei.

O clasificare foarte completă a rocilor sedimentare este înfăţişată în tabela 6 care ţine seama de originea materialului, de geneza sedimentelor, precum şi de chimismul şi granulometria rocilor.

Ultimele două tabele se caracterizează printr-o sinteză cuprinzătoare şi raţională a datelor asupra tipurilor de roci intrate în metamorfism (tabela 7). Concomitent sînt arătate cauzele care au provocat metamorfismul, precum şi a rocilor rezultate prin acţiunea de o intensitate mai mult sau mai puţin pronunţată a diferiţilor factori fizici: temperatură, presiune litostatică şi stress. Aceste tabele aduc o contribuţie originală la cunoaşterea în ansamblu a proceselor atît de complexe ale metamorfismului.

Subliniem în încheiere valoarea cu totul excepţională, din punct de vedere didactic, a celor opt tabele prezentate în anexe, precum şi a proiecţiei octaedrică din figura121, care înlesneşte urmărirea grafică şi înţelegerea transformărilor chimice petrecute în timpul metamorfismului.

Prof. dr. ing. V. Patriciu

ŞTIRI

— Împuşcarea prin bombe nucleare de putere redusă este soluţia preconizată de I. D. Austin (Republica Sud Africană) pentru efectuarea lucrărilor de descopertă şi pentru ridicarea presiunii în zăcămintele de petrol, prin intermediul sondelor.

Bulletin bibliographique de documentation tehnique, nr. 9, 1967

— Zăcămintele de gaze naturale puse în evidenţă pe soclul maritim al Angliei în Marea Nordului se apreciază că vor permite realizarea în anul 1975 a unei producţii de circa 40 miliarde m^3 gaze/an, ceea ce corespunde la circa 46 mil. t echivalent cărbune.

Glückauf, dec., 1966

— În Republica Sud Africană se extrag anual circa 1,2 t diamante sau circa 6 miliarde karate, din 7 mine de mare adîncime, exploatări la zi şi submarine. La zi se exploatează un zăcămînt aluvionar de 1 m grosime şi o copertă de 30 m.

Glückauf, dec., 1966

— Periscopul B.P. 34 permite ca pe bază fotografică să se stabilească operativ în timpul formării, planurile geologice.

Mining Magazine, iunie, 1967

— Viteza de săpare a puţurilor a crescut în U. R. S. S. de la 28,5 m/lună în anul 1958 la 42,5 m în anul 1965 şi a atins 60 m/lună în anul 1966. Rezultate foarte bune s-au obţinut prin extinderea utilizării complexului de săpare tip KS.

Şahtnoe Stroitelstvo, iunie, 1967)

— În U. R. S. S. s-a construit recent un nou complex (o variantă de OMKT) denumit SA, care este echipat cu o combină automată şi un transportor blindat rigid (care se ripează în bloc). Comanda complexului se efectuează de la distanţă. Numai tăierea cărbunelui necesită supraveghere în abataj.

Ugol, iulie, 1967

În R. F. G. s-a brevetat recent un exploziv plastic sau gelatinos, de siguranţă, cu o mare securitate în privinţa deflagrării şi o putere de rupere ridicată. Explozivul are la bază clorură de amoniu şi un nitrat alcalin.

Bulletin bibliographique de documentation tehnique, nr. 9, 1967

— În U. R. S. S. pentru protecţia lemnului de mină contra ciupercilor şi a altor paraziţi, se utilizează vopsele sintetice şi produse de impregnare pe bază de răşini sintetice.

Gornii Jurnal, iunie, 1967

— La o mină din bazinul Moscova, cu o capacitate zilnică de 4 120 t, se realizează o productivitate de 109 t/post.

Ugol, iulie, 1967

— Bazinul Karaganda (U.R.S.S.) a produs în anul 1965 45 mil t cărbune, producţia urmînd să crească la 69 mil. t în 1970.

Ugol, iulie, 1967

— Insula Sardinia (Italia) este una din cele mai mari provincii metalogenetice cu minereu de plumb şi zinc din lume. Din această zonă în timp de circa 125 ani (de cînd este în exploatare), s-au extras pînă în prezent mai mult de 8 mil. t metal(plumb şi zinc) Rezervele cunoscute se ridică la 25 mil.t cu un conţinut de circa 1,8 mil. t metal.

A. Mora *Dezvoltarea de noi instalaţii în minele de plumb şi zinc a Societăţii Monteponi şi Montevechio in Sardinia*, lucrare prezentată la al V-lea Congres minier, Moscova, 1967

— Ca urmare a măsurilor de concentrare, în industria carboniferă franceză, din anul 1945 pînă în anul 1965, numărul minelor a scăzut de la 200 la 72, iar producţia anuală pe mină a crescut de la 237 000 t la 735 000 t. Pentru anul 1970 se preconizează reducerea numărului de exploatări la circa 40 cu o producţie de peste 1 mil. t/an şi exploatare.

Rey E *Organizarea şi rezultatele concentrării minelor în industria carboniferă franceză*. Congresul al V-lea minier, Moscova, 1967

INFORMAȚII

Noul model excavator cu roată porteup cu acționare Diesel-electrică, tip SRs 280, completează seria utilajelor mici și productive pentru extracție și descopertă.

Cel mai mare utilaj din clasa excavatoarelor 0 este excavatorul cu roată portcup tip SRs 280-11/0,5 · 0 (75 kW) cu o productivitate de 1 150 m^3/h.

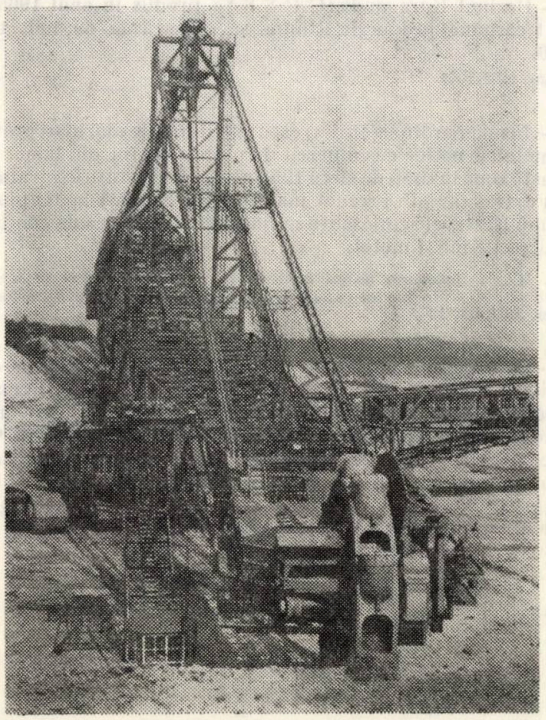
Excavatorul tip SRs 280 al întreprinderii de stat Lauchhammerwerk se folosește la extracția sterilului, a cărbunelui sau a altui material mineral. În afară de aceasta, excavatorul poate fi folosit în locuri de depozitare ca echipament pentru preluarea unor materiale în vrac, pentru evacuarea haldelor și pentru transbordarea cărbunelui. Cutia de viteze a roții portcup permite alegerea a două viteze de tăiere și forțe de tăiere.

Utilajul poate fi folosit la exploatarea în masivuri de rocă sau la exploatarea cu front în trepte, pentru încărcarea vagoanelor și autovehiculelor, pentru depunerea materialului direct la haldă și pentru alimentarea unor transportoare cu bandă, pentru care scop, la excavator, se poate cupla electric un cărucior cu pîlnie, acționarea de deplasarea a căruciorului cu pîlnie putînd fi alimentată de grupul Diesel-electric al excavatorului.

Dintre principalele avantaje ale acestei construcții noi menționăm:

— demaraj la rece, pentru punerea în funcțiune, pînă la —25°C;

Fig. 1.



— rezervor de combustibil pentru exploatarea excavatorului mai mult de 24 h;

— ridicător hidraulic al brațului roții portcup și de încărcare;

— întrerupătoare de fine de cursă limitează mișcarea de rotire a suprastructurii părții superioare a construcției;

— securitate maximă prin siguranțe de suprasarcină la mecanismele de acționare ale roții portcup și rotirii părții superioare a construcției;

— șasiul cu șenile, cu rezemare în patru puncte, poate fi executat, la alegere, cu 3 lățimi diferite de plăci de șenilă;

— principalele lagăre sînt echipate cu rulmenți cu ungere permanentă;

— lagărele de alunecare mai frecvent folosite sînt racordate la instalația de ungere centrală.

Excavatorul tip SRs 280—11/0,5—0 (75 kW) poate fi livrat cu cablu electric tras sau cu un tambur pentru înfășurarea a 250 m cablu, cu punct de alimentare fix.

Transbordorul cu bandă tip A_2-Rs-B.8800.110 cu BRs construit de întreprinderea de stat Förderanlagenbau Köthen.

Transbordorul cu bandă tip A_2-Rs-B.8800.110 cu BRs este destinat deplasării maselor acoperitoare de steril în exploatările la zi. Instalația poate fi folosită în combinație cu utilaje de extracție și transportoare corespunzătoare ca debit.

Sterilul este adus în această instalație prin transportoare cu bandă în trepte, deplasabile și încărcat prin intermediul unui cărucior cu bandă.

Transbordorul cu bandă tip A_2-Rs-B.8800.110 cu BRs este un utilaj compus din două părți din seria selectivă a transportoarelor fabricate de uzina VEB Förderanlagenbau Köthen. Transbordorul intermediar și dispozitivul de descărcare sînt înzestrate cu șasiuri cu șenile cu tracțiune și comandă proprie. Banda receptoare a transportorului intermediar lucrează în bloc cu căruciorul încărcător al instalației transportoare cu bandă. Transbordorul poate lucra cu încărcare de sus în jos, de jos în sus și de pe dig.

Transbordorul cu bandă tip A_2-Rs-B.8800.110 BRs se distinge printr-o largă standardizare a pieselor și ansamblurilor. Aceasta ușurează organizarea unei depozitări raționale a pieselor de schimb și o interschimbabilitate avantajoasă. La executarea construcției s-a ținut seamă de cele mai noi cunoștințe în materie de construcții ușoare și de tehnică a sudurii. La toate piesele constructive și organele de mașini s-a folosit oțel de calitate superioară, corespunzător indicilor internaționali. În laboratorul propriu au fost verificate, prin cele mai moderne metode de control, toate materialele utilizate. În afară de aceasta se efectuează controlul obligatoriu al execuției construcției, staticii, stabilității, siguranței în exploatare, precum și execuția în atelier de către experți autorizați.

Pentru întreținerea marilor instalații de extracție la zi livrate de întreprinderea Förderanlagenbau Köthen, la dispoziția clientelei se găsește un serviciu tehnic, care asigură o întreținere permanentă a echipamentelor, atît în Republica Democrată Germană, cît și în țările în care au fost exportate astfel de instalații.

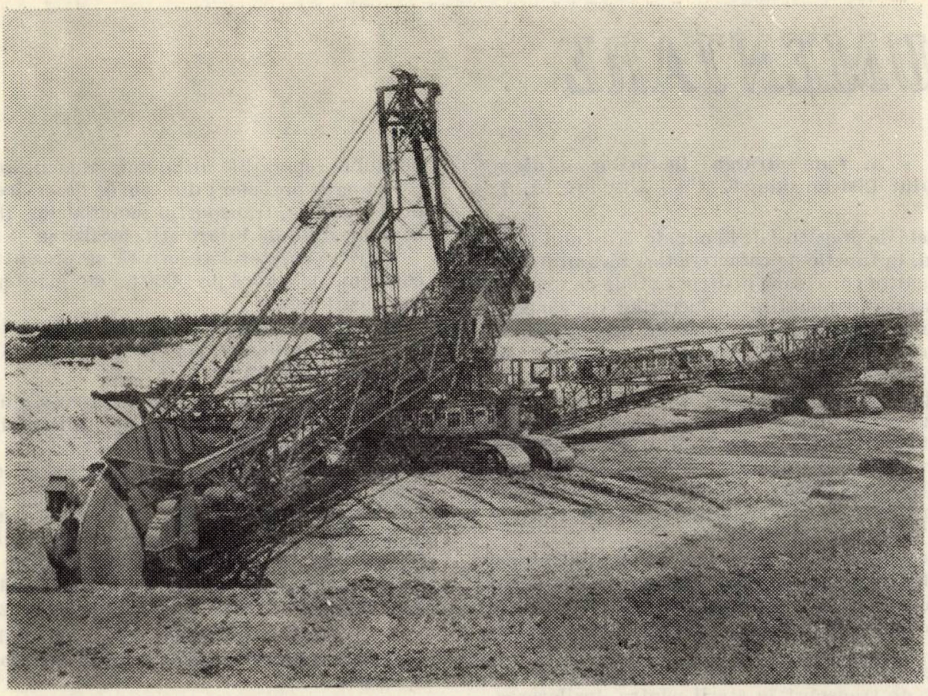
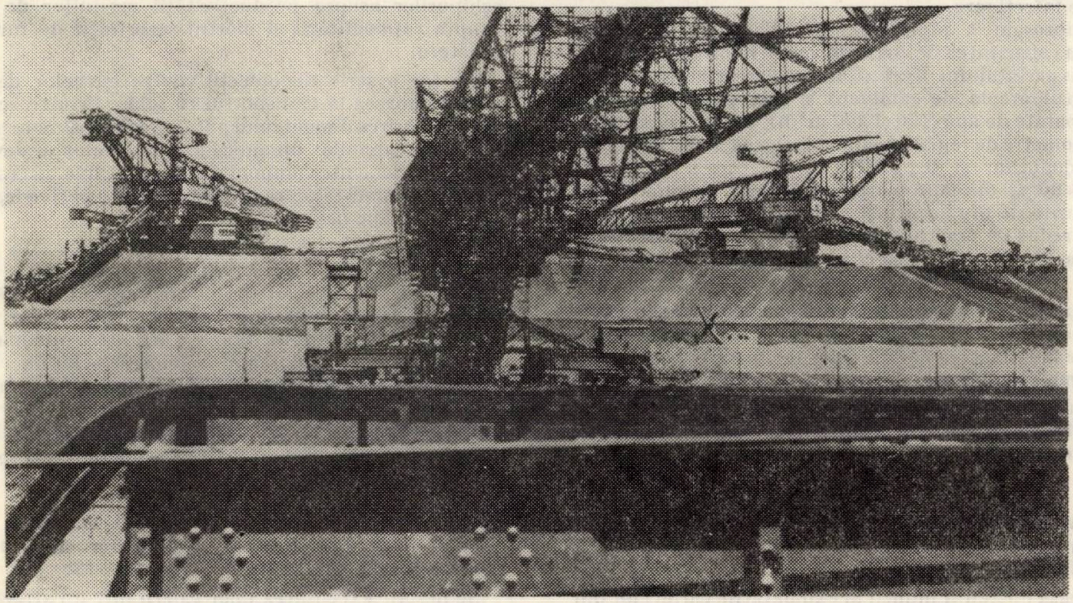


Fig. 2.

Principalii parametri tehnici:

— productivitatea teoretică (material în vrac), 8 800 m^3/h;
— dimensiuni de gabarit:
  lungimea maximă, circa 205 m;
  lățimea maximă, circa 31 m;
  înălțimea maximă, circa 48 m;
— deschiderea pe partea de descărcare (de la centrul dispozitivului de descărcare pînă la centru tamburului de descărcare), circa 107 m;
— deschiderea pe partea de încărcare (de la centrul dispozitivului de descărcare pînă la centrul tamburului de deviație (întoarcere) al benzii 1 a transportorului intermediar circa 94 m;
— poate forma grămezi cu înălțimea de circa 35 m;
— șasiul cu șenile;
— presiunea medie pe sol (în poziție normală de exploatare), circa 0,76 kgf/cm^2.

Fig. 3.



DOCUMENTARE

Borodin, P.A. ş. a. **Concentrarea lucrărilor miniere la minele Trustului Lisicianskugol.** Ugol Ukrainî, nr. 7, 1967, p. 7—9.

Se descriu schemele de pregătire de la minele Trustului Lisicianskugol stabilind, în funcţie de caracteristica zăcămîntului, două scheme de pregătire : o schemă pentru metode de exploatare a grupelor de strate cu planificarea lucrărilor de concentrare în plan şi a doua schemă, pentru metode de exploatare aplicînd concentrarea pe verticală, eliminînd lucrările de transport în strate de cărbune.

Se prezintă schiţe şi un tabel cu amplasarea dimensională a lucrărilor. Pe baza perfecţionărilor făcute în domeniul concentrării, se prezintă o diagramă a variaţiei coeficientului de extindere K_{er}, care este raportul între lungimea tuturor lucrărilor (afară de atacări şi puţuri) şi lungimea totală a liniei fronturilor de abataj. În timp de 5 ani (1961—1965) a reieşit o reducere a lui cu 17—26%.

În concluzie, se subliniază că aplicarea noilor principii de planificare a lucrărilor miniere, în funcţie de condiţiile concrete, a permis mărirea nivelului de concentrare cu 13—70% şi reducerea volumul lucrărilor de întreţinere a lucrărilor de pregătire cu 15—45%.

Varianta de trasare a lucrărilor de pregătire în plan vertical, folosind suitori de transport în steril pentru însilozarea producţiei, a permis intensificarea lucrului în abataje cu 25—30%.

Pentru perfecţionarea noilor metode de pregătire cu suitori şi puţuri oarbe, care permit concentrarea lucrărilor miniere, este necesară crearea utilajului pentru mecanizarea transportului oamenilor şi materialelor necesare.

Dobrovolski, V.V. ş. a. **Rambleierea hidraulică a spaţiului exploatat din strat cu înclinare mare.** Ugol Ukrainî, nr. 7, 1967, p. 10—12.

Se descrie introducerea rambleierii hidraulice în procesul de exploatare a unui strat de cărbune de 1,16 m, cu înclinare de 63° de la mina nr. 1/2 Krasnîi Oktiabr.

Se aplică metoda de exploatare progresivă, care impune măsurile necesare pentru asigurarea lucrărilor miniere şi reducerea lucrărilor de întreţinere.

Dneproghiproşaht a proiectat o instalaţie de rambleiere hidraulică cu capacitatea de circa 100 m³/h, folosind în proiecte rezultatele experinţei din Kuzbas, în ceea ce priveşte pregătirea pulpei (tulbureala de rambleu) şi antrenarea ei cu două conducte separate de apă (100 şi 200 m³/h), asigurarea conductelor cu manometre de reglare a alimentaţiei cu material pentru prevenirea dopurilor şi dispozitive de desecare a rambleului pînă la 85—90%, din apropierea abatajului în rambleiere.

Prin măsurile de organizare şi utilajul aplicat, s-a obţinut un conţinut redus de fracţiuni fine în apa provenită din rambleu (pînă la 40—50 g/l) adică circa 10% din solidul din tulbureală.

Cu toate că rambleierea a intervenit cu cheltuieli suplimentare, preţul de cost a rămas aproximativ acelaşi, recuperarea provenind de la reducerea cheltuielilor de întreţinere prin economia de lemn din abataj.

S-au îmbunătăţit, de asemenea, condiţiile de muncă şi s-a redus pericolul de apariţie a erupţiilor spontane de praf de cărbune şi de gaze.

Subotin, A.N. ş. a. **Mecanizarea lucrărilor ajutătoare — rezerva cea mai importantă a ridicării productivităţii muncii în carierele din Ukraina.** Ugol Ukrainî, nr. 7, 1967, p. 30—33.

Se analizează eficienţa muncii la exploatările carierelor din Ukraina, folosind sistemul de diferenţiere a proceselor de producţie în categorii de operaţii : principale, ajutătoare şi de deservire.

Categoria operaţiilor principale cuprinde : excavarea, transportul şi haldarea ; cele ajutătoare se referă la asecarea zăcămîntului, reparaţiile utilajului, alimentarea cu energie electrică şi luarea probelor ; din cele de deservire fac parte : lucrările de depozitare, transportul materialelor, iluminatul carierelor, comunicaţiile de informaţii, încălzirea şi alimentarea cu apă.

Potrivit acestei categorisiri, se prezintă trei tabele pentru consumul de muncă pe 1 000 m³ de masă minieră, în posturi pe toate carierele.

Din analiza făcută reiese că numărul de muncitori ocupaţi la categoria principalelor operaţii prezintă 68—78%, iar la cea ajutătoare 22—32%.

Pe de altă parte, ponderea muncii manuale în procesul ajutător (de asecare, reparaţii ale utilajului, de alimentare cu energie electrică) este de 70—80%.

Lucrările din categoria ajutătoare sînt cel mai puţin mecanizate.

S-a constatat că în ţările cu industrie carboniferă dezvoltată în domeniul carierelor, acestea posedă ateliere mici de reparaţie (mobile), iar pentru repararea pieselor de uzură accelerată (role, roţi etc.) se prevede organizarea centralizată a reparaţiilor, realizîndu-se mecanizarea şi automatizarea acestora.

Se impune necesitatea creării maşinilor şi utilajului cu acţionare continuă pentru mecanizarea complexă a lucrărilor ajutătoare.

Muraviev, V. P. **Numărul optim de abataje de rezervă într-o exploatare carboniferă.** Ugol, mai, 1967.

Pe baza cronometrărilor, autorul ajunge la concluzia că timpii pierduţi prin stagnări neproductive în abataj se situează între 15 şi 20%, ajungînd la concluzia necesităţii creării de abataje de rezervă.

Folosind calculul probabilităţii, autorul propune o serie de formule pentru determinarea numărului şi capacităţii abatajelor de rezervă în funcţie de planificarea producţiei.

Se dau cîteva cazuri de aplicare.

Bîkov, A. I. ş. a. **Reconstrucţia dispozitivelor de descărcare a schipurilor.** Ugol Ukrainî, nr. 7, p. 37—39.

Autorii analizează influenţa dispozitivelor de descărcare a schipurilor asupra productivităţii maşinilor de extracţie şi asupra raţionalizării şi măririi securităţii de funcţionare ale acestora.

Se fac o serie de obiecţii contra curbelor de descărcare, folosite adesea la transportul cu schip. Printre acestea se enumeră : mărirea diametrului puţului, mărirea momentului static, creşterea sarcinilor dinamice asupra rolelor de deviere şi asupra altor elemente componente constructive, necesitatea lucrului potrivit unei tahograme cu mai multe perioade, cu consecinţele respective negative.

Se expun diferite soluţii adoptate în această problemă în diferite ţări. În R.F.G., de exemplu, există şapte feluri de dispozitive pentru descărcare, dintre care cel mai răspîndit este acela cu acţionare hidraulică. În Finlanda se foloseşte cu succes un închizător de schip cu acţionare pneumatică. La minele Bedford şi Djaentsholl se folosesc schipuri cu descărcare prin fund şi cu închizător în formă de ghilotină, acţionat hidraulic.

În orice caz, rezolvarea adecvată a acestei probleme trebuie să simplifice exploatarea, să ridice economicitatea şi securitatea funcţionării instalaţiilor de extracţie.

Kovalciuk, B.V. ş. a. **3 115,9 m în 31 de zile un nou record de executare a galeriilor cu ajutorul combinei PKG-3.** Ugol, nr. 8 1967, 15—18.

Se descrie executarea unor galerii într-un strat cu grosimea de 2,5—2,7 m, unghiul de înclinare de 8—10°, cu emanaţii reduse de metan. Acoperişul direct se compune din roci argiloase şi nisipoase cimentate, de tărie mijlocie, în grosime de 1,5—4 m, iar acoperişul principal din aceleaşi roci, însă de 17—20 m grosime.

Brigada, compusă din 42 oameni, lucra cu două combine tip PKG—3, în patru schimburi a 6 ore.

Printre măsurile principale se enumeră :

— folosirea dublă a nişelor pentru manevrarea combinelor PKG—3, în punctele de atacare ;

— transportul utilajului cu cărucior special, deplasabil pe garniturile benzilor ;

— transportul capetelor de acţionare în stare de subansambluri etc.

S-a realizat o serie de măsuri de raţionalizare ca :

— pregătirea şi menţinerea combinelor în stare perfectă ;

— aplicarea schemelor raţionale de mişcare a combinelor etc.

S-au realizat următorii indicatori tehnico-economici ;

— productivitatea muncii 2,47 m/post ;

— îndeplinirea normelor de lucru cu 186 % ;

— cîştigul mediu al unui membru al brigăzii a fost de 1 002,5 ruble ;

— costul unui m de lucrare 15,87 ruble, iar costul unei tone de cărbune 2,74 ruble.

Obuhov D.I. ş. a. **Organizarea lucrului de înaltă productivitate cu combina K - 52 S.** Ugol, nr. 8, 1967, p. 19—20.

Se expun realizările tehnico-economice obţinute la exploatarea unui strat de cărbune de 1,35 — 1,4 m, cu înclinare de 7—9° folosind combina K-52 S şi transportorul şerpuitor SP-63, într-un abataj cu front de 280 m.

În acoperişul stratului se află şist argilos de structură slabă, iar în culcuş şist argilos cu tendinţe spre umflare, adîncimea exploatării fiind la 350 m adîncime.

S-au efectuat, atît lucrările de degazare a stratelor însoţitoare, cît şi a însăşi stratului în exploatare, aplicînd sonde de drenare de la suprafaţă şi sonde scurte din galerii auxiliare şi din galeria de transport din lucrările de pregătire de cîmp.

Mecanizarea şi automatizarea transportului prin galerii verticale şi perfecţionarea transportului vertical au contribuit, de asemenea, la realizarea indicilor tehnico-economici superiori :

— producţia pe abataj, 1941 t/zi ;

— productivitatea muncii la frontul de lucru, 16,1 t/post ;

— preţul de cost al unei tone de cărbune, 1,46 ruble/t ;

— consumul de lemn, 9,1 m³/1000 t.

Macikov, A. ş. a. **Capacitatea proiectată de producţie a minei Lutughinskaia - Severnaia, asimilată înainte de termen.** Ugol, nr. 8, 1967, p. 22—25.

Se prezintă evoluţia producţiei de la mina Lutughinskaia — Severnaia din Donbas, care a reuşit ca în doi ani după punerea în funcţie să depăşească capacitatea proiectată.

Mina este deschisă prin două puţuri centrale cu transversale de la etaje, expoatarea fiind executată prin pregătire în două subetaje şi abataje frontale pentru patru strate, în lungime de circa 150—270 m.

Avînd în vedere variaţia înclinării, s-a adoptat extragerea abatajelor în trepte, pentru partea superioară, cu înclinare pînă la 50—52° şi cea inferioară, cu înclinare mare, folosind respectiv combinele 1K—52 S şi UKR-1K.

Pe lîngă aceasta, abatajele se susţin cu complexe KM—100/6 pentru zone înclinate şi Dnepr-2, pentru zone cu înclinare mare.

În general, mina lucrează potrivit principiilor de organizare ştiinţifică a muncii, avînd brigăzi specializate pentru lucrări de pregătire, de atacare a abatajelor etc.

În felul acesta s-au obţinut în primul trimestru al anului 1967 următorii indicatori tehnico-economici :

— producţia medie pe abataj, 693 t/zi (24 h) ;

— preţul de cost, 2,97 ruble/t.

Ialevschii, V. D. **Reechiparea tehnică şi organizarea ştiinţifică a muncii, baza ridicării productivităţii muncii.** Ugol, nr. 8, 1967, p. 30—31.

Se analizează activitatea minei Zirianovskaia de la Trustul Kuibîşev, care exploatează 11 strate cu grosime de la 0,89 pînă la 3,6 m.

Se arată că dintr-un cîmp minier de 2,3 km pe înclinare s-a ajuns la o producţie de 3 541 t cu perspectivă de a realiza în viitor 4 500 t/zi (24 h).

Acest lucru a fost posibil datorită introducerii organizării ştiinţifice a muncii, mecanizării şi automatizării proceselor de producţie.

În abataje se lucrează cu complexele OMKT, $OMKT_M$ şi MK-1, folosind, în locul combinei KU-60, combina KS-1. Se folosesc, de asemenea, combinele K-52 S cu transportoare şerpuite SP-63. În sectoarele minei producţia se transportă cu transportoare KRU-356. Lucrările de pregătire se execută cu combine perfecţionate Karaganda.

Se elaborează hărţi instructiv-tehnologice pentru lucrările cu volum mare de muncă, iar pregătirea noilor abataje se face numai pe baza graficelor de reţea.

În felul acesta s-au obţinut indicatori tehnico-economici superiori :

— creşterea productivităţii muncii cu 67,3 %, realizîndu-se o productivitate de 4,02 t/post de muncitor pe mină ;

— reducerea preţului de cost cu 7,8 % ;

— reducerea consumului de lemn de la 55 la 13 m³/1 000 t.

Zborscik, M. P. ş. a. **Determinarea costului de întreţinere a galeriilor din strat în cazul exploatării etajelor sau nivelelor în retragere.** Ugol, nr. 8, 1967, p. 46—50.

Avînd în vedere că metoda de exploatare a zăcămintelor de cărbune în retragere în bazinul Donbas de extinde, crescînd pînă la 51,5% s-a pus problema întreţinerii lucrărilor de pregătire.

Pentru stabilirea unei metode de determinare a costului de întreţinere a acestor lucrări de pregătire s-au folosit date statistice privind comportarea galeriilor din strat în diferite condiţii, caracterizate prin factorii, respectiv coeficienţii, de :

— influenţa secţiunii lucrării, K_s ;

— influenţa lungimii medii a lucrării, K_e ;

— influenţa stabilităţii rocilor, K_r ;

— influenţa adîncimii lucrărilor, K_h, etc.

Prelucrarea datelor se face cu analiza corelaţională, folosind de exemplu relaţia :

$$R = f(l_p),$$

în care :

l_p este lăţimea lucrării la talpă ;

R — costul întreţinerii unui metru de galerie pe an.

Pe baza diagramelor s-a construit nomograma de determinare a întreţinerii unui metru de galerie, în funcţie de factorii respectivi.

În concluzie, se stabileşte că întreţinerea galeriilor respectrive creşte în funcţie de : lăţimea galeriei, adîncimea exploatării (în cazul schimbării adîncimii de la 300 la 600 m) şi, într-o măsură mai mică sau mai mare şi de alţi factori.

Kuzneţov, K. K. **Stadiul şi perspectivele de dezvoltare a lucrărilor la zi din U.R.S.S.** Ugol, nr. 8, 1967, p. 52—58.

Se prezintă un aspect al dezvoltării exploatărilor la zi, începînd cu anul 1935 pînă în anul 1966, din care reiese că producţia anuală a crescut de la 1,34 mil t în 1935 la 141,2 mil t în anul 1966.

Productivitatea muncii realizată pînă în prezent a atins 11 t/post, media menţinîndu-se la 7,2 t/post muncitor pe carieră.

În regiunile din Siberia se prevăd cariere cu capacitatea de producţie de la 20 mil t pînă la 55—60 mil t pe an.

Ca tendinţă de dezvoltare se prevede crearea întreprinderilor mecanizate cu producţie mare, folosind la maximum utilaje de înaltă productivitate.

De remarcat este faptul că în cazul indicat investiţia specifică va atinge 3—4 ruble/t, preţul de cost 30—50 copeici/t, iar productivitatea muncii va atinge 60—80 t/post muncitor.

Arseniev, V. F. ş. a. **Eficienţa aplicării complexelor KTU-2 în condiţiile zăcămîntului Tomuşinsk.** Ugol, nr. 8, 1967, p. 64—65.

Se analizează exploatarea stratelor groase cu înclinare mică, aflate în roci greu surpabile din raionul Tomuşinsk.

Se arată rezultatele exploatării cu aplicarea complexelor KTU-2 şi cu susţinere individuală, din care reiese că din anul 1961 pînă în 1965 s-au extras cu complexele KTU-23,9 mil t, obţinîndu-se producţii medii în abataje de circa 500 t/zi şi o productivitate a muncii de 7,2 t/post.

În anul 1966 34 % de abataje care au fost dotate cu complexul KTU-2, au realizat o sarcină de producţie de 400—500 t/zi (24 h), iar 12 % o producţie de 500—800 t/zi.

În cazul aplicării complexului KTU-2 s-a mai realizat:

— productivitatea muncii de 6 t/post pe sector, faţă de 3,9 t/post cu susţinere individuală;

— consum de material lemnos de 18,7 m³/1 000 t, faţă de 58,1 m³ în cazul susţinerii individuale;

— preţul de cost al unei tone de cărbune 3,86 ruble faţă de 5,14 ruble în cazul susţinerii individuale;

— pierderile totale 15,2 % faţă de 21,2 % în cazul susţinerii individuale.

Zebziev, K. B. ş. a. **Recuperarea fondurilor de investiţii la întreprinderile minereurilor de fier din Ural.** Gornîi jurnal, nr. 8, 1967, p. 12—14.

Se analizează situaţia fondurilor de investiţie, atît la exploatările subterane, cît şi la cele la zi, arătîndu-se că printre cauzele care reduc recuperarea fondurilor se enumeră:

— înrăutăţirea condiţiilor geologico-miniere, exprimate în creşterea adîncimii de exploatare;

— înrăutăţirea calităţii;

— cheltuieli suplimentare de investiţie pentru evacuarea apelor, aeraj şi alimentarea cu energie electrică.

Recuperarea se realizează prin mărirea sarcinilor utilajelor în timp.

Pe de altă parte, pentru îmbunătăţirea recuperării este necesar să se reducă numărul atelierelor ajutătoare de reparaţii etc.; se impune concentrarea utilajului de reparaţie cu o utilizare mai completă a acestuia.

În concluzie se subliniază că:

— recuperarea trebuie examinată în ansamblul tuturor indicilor de exploatare;

— o recuperare mai completă se poate realiza prin utilizarea maximă a capacităţilor de producţie a fiecărei întreprinderi;

— pentru mărirea recuperării trebuie, ca pe lîngă cele indicate mai sus, să se ia măsuri de mărire a producţiei, a calităţii ei, în ritm mai accelerat faţă de mărirea fondurilor de investiţii.

Popov, S. I. **Alegerea profilului marginal al carierei.** Gornîi jurnal, nr. 8, 1967, p. 20—21.

Autorii analizează tensiunile în rocile profilului marginal al carierei, pentru a stabili caracterul acestui profil, determinat de forma marginei şi a unghiului de racorduri a suprafeţelor de teren.

De felul profilului depind parametrii conturului şi volumele de lucrări de descopertare.

S-a încercat comportarea diferitelor profile, folosind materiale echivalente.

Se deduce că profilul plat prezintă tensiuni în zona unghiului de racordare a suprafeţelor de teren marginal de 1,5—2 ori mai mici decît în cazul profilului convex, iar în cazul celui concav de două ori mai mari.

Se dă o formulă de determinare a variaţiilor de tensiuni în diferite zone ale profilului.

Se arată că în cazul rocilor moi cu tendinţe spre deformaţii plastice, sînt aplicabile profilele plat şi concav a marginilor de cariere.

Pentru fiecare caz concret este necesar să se stabilească starea tensiunilor prin metoda modelării, pentru a stabili, în mod corect, stabilitatea marginii şi a determina profilul şi unghiul optim ale acesteia.

Miniaev, B. K. ş. a. **Aplicarea metodei de surpare în subetaje cu suprapunerea orizontului de evacuare a minereului la minele de minereuri de calcopirită din Ural.** Gornîi jurnal, nr. 8, 1967, p. 22—24.

Se prezintă un studiu comparativ al diferitelor metode de exploatare a unei lentile cu grosime de 10 m, în lungime pe direcţie de 60 m şi cu un unghi de înclinare de 85—90°: metoda în subetaje cu găuri de puşcare în evantai închis; metoda în subetaje cu găuri orizontale adînci; metoda în subetaje cu suprapunerea orizontului de evacuare şi de subminare.

Experienţele pe model au arătat că pentru grosimi pînă la 10 m este rentabilă exploatarea cu o singură galerie de transport cu screper, iar la grosimi de 15 m — cu două galerii.

Metoda în subetaj cu surpare cu orizont de suprapunere de subminare şi de evacuare se caracterizează prin volum minim de lucrări de pregătire şi de atacare şi prin preţ de cost scăzut pe o tonă minereu, în comparaţie cu variantele aplicate.

Komsilov, I. I. ş. a. **Influenţa construcţiei încărcăturii de gaură asupra eficienţei împuşcării în decursul exploatării sărurilor de potasiu.** Gornîi jurnal, nr. 8, 1967, p. 32—35.

Se descrie exploatarea sării de potasiu de la mina Solikamsk, prin aplicarea camerelor cu lăţime de 15—16 m, înălţime de 7,5 m şi lungime de 150 m, extragerea făcîndu-se în două felii cu exploziv.

Extragerea se făcea tăindu-se în prealabil în frontul abatajului cameră o nişă pe toată înălţimea feliei, după aceasta urmînd perforarea găurilor de mină de 1,5 m adîncime, paralele cu suprafaţa descoperită de la nişă.

S-a împuşcat, folosind trei feluri de construcţie a încărcăturilor;

— continuă cu iniţiere cu capse electrice;

— continuă cu fitil detonant;

— cu intercalaţii de aer (pe lungime de 0,2 m).

S-a mai experimentat amplasarea intercalaţiilor de aer la diferite puncte la distanţe de 0,85 m, 0,65 m şi la fundul găurii.

Cele mai bune rezultate s-au obţinut cu un supliment de încărcătură, cu intercalaţie de aer (pe lungime de 16,7 % din lungimea încărcăturii) la distanţa de 0,65—0,85 m de la gura găurii şi cu buraj argilo-nisipos de 30—40 cm.

În felul acesta s-a obţinut o sfărîmare uniformă, o stabilitate granulometrică şi mărirea coeficientului de utilizare a găurii pînă la 0,88.

Produsul împuşcării cu fracţiuni gabaritele s-a ridicat pînă la 89,9 %.

Prin aplicarea acestui procedeu s-a eliminat o sfărîmare excesivă.

Gubin, G. V. ş. a. **Prepararea prin prăjire magnetizantă a minereurilor de fier cu scopul de a obţine concentrate metalice.** Gornîi jurnal, nr. 8, 1967, p. 53—56.

Se prezintă experimentarea obţinerii concentratelor metalice din cuarţite oxidate de la Krivoi Rog într-un strat transvazat fondant de minereu şi cărbune, precum şi a datelor pentru înlocuirea reducătorului solid cu gaz natural.

Granulaţia minereului variază între 0 şi 25 mm, mărimea boabelor în stratele corneene fiind de 0,008 — 0,16 mm. În calitate de reducător a fost folosit mărunţişul de cocs cu granulaţia 3—0 mm, avînd în compoziţia sa: 76,2 % C, 1.26 % S, 0,015 % P, 20,12 % cenuşă, iar ca fondant a fost folosit lumechelle.

S-au încercat procese de reducere cu minereu şi reducător în diferite proporţii 1 : 2 şi 1 : 1, avînd temperaturile respective de 1 060° şi circa 1 000°C. Procesul de reducere a durat circa 6 h.

Rezultatele îmbogăţirii acestui minereu sărac sînt date într-un tabel, din care reiese că este posibilă obţinerea concentratelor superioare din minereu oxidat sărac din bazinul Krivoi Rog. Recuperarea fierului în concentrat cu reducător solid a fost de circa 86°, iar cu gaz natural de 91,6 %.

Experienţele s-au făcut într-un cuptor tubular cu diametrul de 0,9 m şi lungimea de 3,6 m. Productivitatea cuptorului după minereu brut — 100 kg/h.

Calculele orientative au arătat că consumul de gaz natural pentru un cuptor de 3,6 × 50 m ar fi de circa 300—350 N m³/t de minereu brut.

Aplicarea gazului natural brut simplifică mult schema tehnologică şi măreşte de 7 ori productivitatea cuptorului.

Lomovţev, L. A. ş. a. **Influenţa floculării magnetice asupra procesului separării magnetice.** Gornîi jurnal, nr. 8, 1967, p. 56—58.

Se analizează posibilitatea măririi extracţiei de metal din minereuri sărace în fier, prin aplicarea unui procedeu de magnetizare prealabilă.

Se arată fazele prin care trece procesul de magnetizare, în funcţie de granulaţia şi forma particulelor magnetice, de starea floculării magnetice.

În diagrama indicatorilor de îmbogățire a unui amestec sintetic de magnetită cu cuarț (1 :1), la diferite grosimi ale stratului de pe banda alimentatorului, se arată efectele pozitive ale magnetizării, coeficientul de extracție fiind superior în cazul magnetizării prealabile.

Experiențele au dovedit că prin magnetizarea prealabilă, extracția componentului util (metal) este cu 15—20% mai mare decît în cazul condițiilor obișnuite de separare.

În felul acesta s-a constatat că în cazul alimentării în patru strate cu magnetizare prealabilă extracția (~80%) este aceeași ca și în cazul alimentării în două strate, în condiții obișnuite.

Lütgendorf, A. O. **Inele din beton armat glisante și etanșe la apă pentru asigurarea susținerii puțului August Victoria 8, săpat prin congelare.** Glückauf, 8 iunie, 1967.

Se descrie modul de susținere aplicat la puțul August Victoria pe o adîncime de 223 m. Se dau detalii cu privire la inelele de beton armat și la chiuvelajele utilizate, precum și asupra tuturor materialelor utilizate și a operațiilor de picotaj efectuate.

Heinser E. **Planificarea unei metode de exploatare prin forare la mina Walsum.** Glückauf, 14 sept., 1967.

Prin metoda forării cu diametru mare s-au extras în anul 1965 în S. U. A. 13,8 mil. t. Articolul tratează proiectele preconizate pentru introducerea acestei metode la mina Walsum din R.F.G.

În strate cu grosimi de 1,5—2,2 m s-au prevăzut 3 variante cu folosirea mașinii de forat tip Auger Miner DCA 201, preconizîndu-se, pentru varianta cu o mașină, realizarea unei producții de 540 t/zi cu 18 t/post, pentru varianta cu 2 mașini 1 080 t/zi cu 20 t/post și pentru varianta cu 4 mașini, 2 160 t/zi cu o productivitate de 24 t/post.

Rätz, B. W. **Stadiul de avansare a tehnicii susținerii pășitoare din abataje, în mineritul de cărbune german.** Glückauf, **13**, 22 iunie, 1967, p. 620—628.

În Republica Federală a Germaniei se fabrică o întreagă serie de echipamente de susținere pășitoare de diferite tipuri, pentru grosimi de strat de la 1/2 pînă la 3 m.

Scopul principal urmărit de lucrările de perfecționare este acela de a crea cadre de susținere potrivite pentru toate înclinările și grosimile, la care toată problema să se reducă la schimbarea stîlpilor. Această muncă poate fi făcută numai cu colaborarea dintre fabricile constructoare, întreprinderile miniere și centrul de cercetări pentru susțineri și mecanica rocilor.

Condițiile pe care trebuie să le îndeplinească susținerea pășitoare au fost stabilite de centrul de cercetări pentru susțineri și mecanica rocilor, prin observații efectuate în subteran și prin cercetări pe modele. În baza acestora au fost stabilite valorile limită la care trebuie să facă față echipamentul de susținere destinat lucrului din subteran.

Se descrie mașina de încercat și programul de încercări destinat verificării susținerii pășitoare din abataje. Se fac precizări și se dau rezultatele obținute în cazul acoperișurilor ondulate, în cazul mișcării acoperișului în raport cu culcușul și invers, ca și în cazul acoperișurilor fragile.

Se enumeră date tehnice în legătură cu tipurile de cadre de susținere de tipul Westfalia, Klöckner-Ferromatik, Hemscheidt și H. Schwarz.

Schriever, K., și H. Bruns. **Construcția viitoare a acționării transportoarelor și plugurilor.** Glückauf **13**, 22 iunie, 1967, p. 616—620.

Se enumeră problemele care se pun în cazul unei exploatări moderne în domeniile tehnicii miniere, geologiei, cercetării operaționale și mecanicii și se analizează posibilitățile de soluționare a acestora. Se apreciază puterea instalată pe care trebuie să o aibă motoarele. Se enumeră avantajele și dezavantajele diferitelor soluții. Concluziile la care se ajunge permit să se contureze, ca soluție, o acționare în întregime hidrostatică, cu o stație de pompare centrală mare și numai două motoare mers lent, cu cuplu motor foarte mare. Sînt comparate între ele diferitele mijloace de acționare.

Olaf, J. **Stadiul de dezvoltare a automatizării în subteran în minele germane de huilă.** Glückauf, **13**, 22 iunie 1967, p. 641—636.

La transportul pe căile principale, utilajele și instalațiile sînt în mare parte urmărite de la posturi centrale și adesea comandate de la distanță sau automat. În schimb, în abataj sînt automatizate numai cîteva procese izolate, deoarece aici centrul de greutate al dificultăților nu se află în domeniul mașinilor și electronicii, ci în cel al condițiilor geologice.

Preocupările actuale și sarcinile de viitor se îndreaptă pe de o parte spre dezvoltarea în continuare a comenzii automate la tăierea cărbunelui, pe de alta spre supravegherea și conducerea centralizată a tuturor operațiilor de transport, pentru a realiza astfel o mai bună utilizare a diverselor utilaje. Tocmai aici este necesar un control cu ajutorul calculatoarelor electronice, deoarece numai un automat, cu precizia și viteza care îl caracterizează, este în stare să îndeplinească funcția de supraveghere a întregii exploatări.

În unele din cazurile descrise, motivul pentru automatizare este desigur dorința de a economisi din personalul de deservire foarte puțin utilizat, precum și de a elimina posturile din zilele de duminică și sărbători. A doua grupă de cazuri de aplicare cuprinde însă procese la care oamenii sînt suprasolicitați fizic și psihic. În aceste cazuri se evidențiază superioritatea mașinii, de exemplu la manevrele totdeauna aceleași ale unei mașini de extracție sau la necontenita înregistrare a unor date de control. În sfîrșit, automatizarea lucrărilor din abatajul frontal aduce după sine scutirea de lucrările cele mai istovitoare totodată însă și premiza pentru folosirea mașinilor rapide. Nu poate rămîne neevidențiată importanta contribuție a utilajelor automatizate în ceea ce privește securitatea muncii, constînd din retragerea personalului de deservire din zonele cele mai periculoase din punctul de vedere al pericolului accidentării.

Skowronski, G. **Exploatarea în întregime mecanizată a cărbunelui în stratele groase.** Glückauf, **13**, 22 iunie 1967, p. 606—615.

În ultimii ani, în R.F.G., grosimea medie a stratelor exploatate și numărul de strate groase în exploatare este în creștere. Dificultățile care intervin la exploatarea stratelor groase sînt în multe cazuri legate de faptul că nu reușește montarea la timp a stîlpilor individuali. În afară de aceasta randamentul lucrărilor de susținere scade o dată cu creșterea grosimii stratului. De aceea este de așteptat că în anii care urmează, în stratele groase, susținerea pășitoare să fie introdusă într-o măsură mai mare ca în prezent. Uzinele producătoare de echipament de susținere depun eforturi pentru a face față cererilor existente în acest sens.

Tăierea cărbunelui în stratele groase se face cu pluguri de construcție specială și cu combine. În timp ce la tăierea cu plugul de cărbune starea frontului de lucru rămîne adesea mai mult sau mai puțin necontrolată, combinele apărute în ultimul timp asigură un proces de tăiere controlat. În combinație cu susținerea pășitoare, lucrul cu combine cu tambur face posibilă susținerea eficace și din timp realizată a acoperișului, precum și desfășurarea fără întrerupere a procesului de producție. Se descriu mașini tăietoare de diferite construcții : plugul-turn (Turmhobel) al firmei Beien, cu o înălțime de 1 000—2 400 mm, plugul cu pupitru (Pulthobel) tip Westfalia Lünen, cu o înălțime de 1 015 — 2 450 mm, plugul „cu călăreț" (Huckepackhobel) tip Westfalia Lünen cu o înălțime de 760—2 800 mm, combinele cu tambur EW 130-L și EDW 200-L, fabricate de firma Eickhoff, ambele pentru grosimi între 1,1 și 3,0 m.

Noile combine cu tambur, care taie în ambele sensuri, au înlăturat dezavantajele care existau față de tăierea cu pluguri. În R.F.G., în stratele cu grosime de peste 1,9 m, cantitățile de cărbune produse cu combine, respectiv cu pluguri, s-au egalat deja și prin aportul pe care-l va aduce susținerea pășitoare este de așteptat ca în anii următori tăierea în stratele groase să se facă în cea mai mare parte cu combine. O condiție pentru aceasta este în orice caz ca să reușească combaterea corespunzătoare a prafului de cărbune. În acest domeniu există deja soluții promițătoare.

Benthaus, F. **Cercetare şi dezvoltare sistematică în mineritul de cărbune german.** Glückauf, **13**, 22 iunie 1967, p. 597—606.

Mineritul mondial, şi o dată cu acesta şi industria carboniferă germană, trece de la faza de muncă meşteşugărească la cea de uzină mecanizată de mari proporţii. Această cotitură pune activitatea de cercetare şi dezvoltare în faţa unor noi sarcini.

Lucrările de cercetare şi dezvoltare pot fi în ultimă analiză subîmpărţite într-o serie de faze succesive şi anume : „cercetare examinare", „analiză", „planificare", „proiectare, construire", „experimentare" şi „introducere în producţie". În timpul parcurgerii acestor faze, programul de cercetare trebuie să fie atent controlat, aducîndu-i-se tot timpul îmbunătăţiri. Planul de cercetare trebuie să fie deci elastic. Controlul sever şi permanenta adaptare a planului de cercetare înlătură posibilitatea lucrului izolat, efectuat adesea în paralel şi neeconomic. Experienţa arată că numai o parte mică din propunerile iniţiale pot fi încheiate cu succes. După statisticile existente în S.U.A., pentru a introduce o nouă maşină sau o nouă metodă, sînt necesare 50 pînă la 60 propuneri.

Cele mai mici cheltuieli se fac de obicei în primele faze de cercetare. Costurile cresc mult din momentul construirii şi încercării prototipului. Ideile greşite sînt deci plătite cu atît mai scump, cu cît mai tîrziu sînt identificate. După analizele efectuate în diferite ramuri ale industriei americane, din toate cheltuielile de cercetare şi dezvoltare 70% sînt făcute pentru cercetări nereuşite şi numai 30% pentru cercetări încheiate cu succes.

Tendinţa este de a efectua lucrările de cercetare minieră în colaborare cu utilizarea intensă a dotării. Ca exemplu se arată colaborarea în domeniul dezvoltării mecanizării abatajelor cu front lung.

Dorstewitz, G. şi Wawersik, R. **Aplicaţiile practice ale cercetării operaţionale pentru proiectări în domeniul exploatării cărbunelui.** Glückauf, **14**, 6 iulie, 1967, p. 663—669.

În introducere se defineşte noţiunea de cercetare operaţională şi se fac aprecieri în ceea ce priveşte posibilităţile de aplicare a acesteia în minerit. Se dau două exemple de proiecte miniere realizate cu contribuţia cercetării operaţionale : proiectul unui nou orizont ţinînd seama de aeraj, înălţimea etajului şi transportul vertical, precum şi al transportului pe un orizont principal la Ewald Kohle A.G.

Pe baza acestor două exemple şi cu referire la alte probleme miniere rezolvate cu ajutorul cercetării operaţionale se încearcă evidenţierea foloaselor pe care le poate avea mineritul din aplicarea cercetării operaţionale. Avantajul principal este că se pun la dispoziţia conducerii date sigure privitor la costul diverselor soluţii, uşurînd luarea unei hotărîri.

Maurer, H. **Mecanizarea şi raţionalizarea exploatării stratelor cu înclinare mare, înainte de toate prin metode de exploatare fără susţinere.** Glückauf, **14**, 6 iulie 1967, p. 670—678.

Înclinarea mare a stratelor, prin producţia redusă a punctelor de încărcare, influenţează negativ gradul de concentrare. Mecanizarea progresează şi ea mai încet în stratele cu înclinare mare. Cu toate acestea, în ceea ce priveşte preţul de cost, abatajele din stratele cu înclinare mare nu sînt dintre cele cu rezultatele cele mai slabe.

Condiţiile speciale din stratele cu înclinare mare, dintre care caracteristice sînt deranjamentele tectonice şi variaţiile înclinării, nu permit, în cazul tăierii mecanizate, folosirea unui procedeu unic, potrivit condiţiilor din toate stratele.

Se descriu factorii care au stat pînă în prezent în calea mecanizării, metodele cele mai noi şi perspectiva dezvoltării acestora.

Mecanizarea tăierii şi a susţinerii, similară cu cea folosită la înclinările mici, este posibil de aplicat în primul rînd în limitele 40—60 Abatajul cu front lung pe înclinare, fără susţinere, cu frontul răsturnat, este de aplicat numai în strat cu înclinare uniformă de peste 50° şi cu acoperiş bun. Acolo unde aceste condiţii sînt îndeplinite, metoda face posibilă o exploatare deosebit de economică.

Prin introducerea abatajului fără susţinere, se economisesc 2 pînă la 3 mărci germane (DM) pe tona de cărbune numai prin eliminarea echipamentului de susţinere. Se reduce însă şi costul manoperei, la care contribuie în primul rînd creşterea cantităţii de cărbune pe punctul de încărcare. Sînt de aşteptat reduceri ale preţului de cost rar întîlnite chiar în abatajele cu intensă mecanizare din stratele cu înclinare mică.

Kasik, S. **Problema energiei în lume şi în diferite ţări.** Montan-Rundschau, nr. 7, 1967, p. 145—147.

Concepţiile privitor la problemele energetice din prezent şi din viitor ale lumii s-au schimbat mult în ultimii ani. Politica energetică a diferitelor ţări nu este identică. Polonia se bazează exclusiv pe cărbunii proprii, R.F.G. şi alte state membre ale Pieţei Comune înlocuiesc izvoarele de energie tradiţionale şi sigure prin import de combustibili lichizi, iar Marea Britanie, aplicînd restricţii la combustibilul solid propriu, tinde spre folosirea din plin a combustibililor lichizi şi introducerea progresivă a celor nucleari. Singură, Uniunea Sovietică se menţine pe linia utilizării concomitente a tuturor resurselor de energie (cărbune, ţiţei, gaz metan şi energie atomică).

Aceste mari varietăţi în dezvoltare arată că deocamdată în lume nu este vorba de lipsă de energie. Exprimate în unităţi de huilă, rezervele mondiale de cărbune (exploatabil) sînt de 3000 miliarde t, cele de ţiţei de 430 miliarde t, cele de gaz metan 120 miliarde t şi rezervele de energie atomică, la stadiul de azi al tehnologiei utilizării în reactori nucleari, de aproximativ 56 miliarde t.

În anul 1960 consumul mondial de energie a atins circa 5 miliarde t (exprimat în unităţi de huilă) şi va ajunge în anul 2000 probabil la 386 miliarde t. Acest consum de energie va duce în primul rînd la epuizarea în mare măsură a rezervelor de ţiţei şi gaz. Chiar şi pînă atunci consumul de cărbune va fi în scădere numai ca pondere, cantitatea absolută produsă fiind în lentă creştere.

Se analizează raportul dintre consumul de energie şi venitul naţional al unei ţări. Se subliniază că în toate ţările creşterea consumului de energie duce la creşterea venitului naţional.

*** **Roci şi pămînturi exploatate în Austria.** Montan-Rundschau, număr special, 1967, p. 1—96.

Cu exploatarea zăcămintelor nemetalifere (roci, pămînturi) în Austria se ocupă circa 650 întreprinderi. În 1965 valoarea producţiei acestora a însumat 6,246 miliarde şilingi, reprezentînd 2,7% din producţia naţională brută a Austriei.

Se face o prezentare a situaţiei industriei extractive şi prelucrătoare a rocilor nemetalifere şi a importanţei acesteia în economia ţării. Se analizează producţia şi exportul de bauxită, gips şi anhidrit, barită, grafit, magnezit, talc, caolin, argilă, bentonit, illit, cuarţ, cuarţit şi nisip cuarţos, kieselgur, azbest, mică, feldspat, trass, disten, pămînt colorant, cretă, calcită, dolomită, calcar, nisip şi pietriş, cărămizi ciment, betonite, plăci de beton prefabricate, produse refractare, ceramică fină, piatră de construcţie etc.

Sînt tratate mai amplu : dezvoltarea mineritului de magnezit, exploatarea şi prepararea grafitului, noutăţile în domeniul tehnicii exploatării anhidritului şi gipsului, problema calităţii şi desfacerii talcului, exploatarea şi prepararea caolinului, utilizarea bentonitei la forajul cu noroi, tehnica nouă în exploatarea şi prelucrarea rocilor de construcţie, industria producătoare de ciment, problemele actuale ale fabricării cărămizilor, însemnătatea calcarului în industrie, construcţia de drumuri folosind piatră, fabricarea şi utilizarea azbocimentului, materiile brute ale industriei ceramice.

*** **Stadiul bibliografic privind maşinile de săpat galerii.** Document CERCHAR, iulie, 1967.

Studiul prezintă principalele tipuri de maşini utilizate la spălarea galeriilor. Se dau generalităţi asupra maşinilor, iar pentru fiecare caz se dau principiile de funcţionare, dimensiunile principale, greutatea, puterea, viteza de deplasare, panta pînă la care se poate utiliza, secţiunea de săpare, preţul, locurile în care s-a utilizat etc.

Maşinile sînt împărţite în două grupe, cu atac global şi secţiune circulară — neselective (Robbins, Wohlmeyer, Demag, Marietta, Joy Twin Borer, PKG-3, etc.) şi maşini care lu-

crează prin punctare cu secțiune variabilă (Salzgitter, Alpine, Nashorn, VB_2 Demag, Eickoff EV-100, MK-2 B, Dosco, Mavor și Coulson, PK-3, PK-7, Lee Norse, Joy 8-MC etc.)

Joy, A. S. **Imbogățirea și clasificarea prin procedee fizice uscate în laboratoarele de la Warren Spring.** Revue de l'Industrie minérale, nr. 7, 1967.

Tratarea pe cale lichidă a minereurilor dă rezultatele cele mai bune, ceea ce a determinat în general continua cercetare și perfecționare a metodelor pe cale umedă. Sînt însă cazuri, cu caracter local, în care din lipsă de apă, se apelează la metodele uscate de separare, resemnîndu-se cu obținerea unor rezultate mai slabe.

Articolul tratează ultimele realizări (separatorul cu pat dens fluidizat și canalul Sluice pneumatic-trapezoidal, conceput de laboratoarele Warren Spring—SUA).

Boucrant, M. și Toth, I. **Dezvoltarea la scară semiindustrială a procedeului IRSID de prăjire magnetizantă.** Revue de l'Industrie minérale, nr. 7, 1967.

Autorii prezintă cercetările tehnologice efectuate de ISRID în domeniul prăjirii magnetizante, în etapele succesive (cuptor experimental cu două etaje și tratare continuă a 100—200 kg minereu pe oră, urmată de un cuptor de fluidizare cu trei etaje de 1—2 t/oră și cuptorul semiindustrial cu o capacitate de 250 t minereu pe zi).

Se prezintă principiile de funcționare, descrierea cuptorului de 250 t/zi, primele rezultate și perspectivele de industrializare ale cuptorului IRSID de 800 t/zi tratînd un minereu cu granulația de la 300 microni la 3 mm.

Sherratt, A. F. **Calculul constantelor termice a terenurilor pe baza releveelor de temperatură.** Colliery Guardian, 16 și 23 iunie, 1967.

Autorul descrie încercările efectuate într-o galerie de 27 m, amenajată în acest scop. Galeria a fost izolată termic la extremități cu diguri care au fost menținute automat la temperatura medie a galeriei.

Pe trei secțiuni ale galeriei s-au forat cîte 10 sondaje în care s-au montat termocuple foarte fine pe care s-au făcut citirile. Se prezintă teoria fenomenului, soluțiile de ecuații diferențiale, soluțiile de aplicat la încercări de scurtă și lungă durată, dificultățile întîmpinate, posibilitățile de aplicare, determinarea conductibilității calorice și a fluxului de căldură etc.

Irvin, A. **Consolidarea solului în galeriile minei Dawdon.** Colliery Guardian, 30 iunie, 1967.

Întreținerea solului (vetrei) la lucrările miniere în care transportul se efectuează cu camioane Diesel ridică probleme serioase în privința consolidării și a combaterii prafului. Articolul tratează modul de rezolvare prin patru procedee și anume: stropirea cu apă (aplicabilă numai la galeriile uscate; prezintă și dezavantajul unui preț ridicat de întreținere), aplicarea de clorură de calciu (2,8 kg/m² simplă sau în combinație cu ciment — implică repetarea operației la fiecare 6 luni), betonarea căilor de rulare (este soluția cea mai eficace dar necesită cheltuieli foarte ridicate) și aplicarea unei emulsii de asfalt. Ultima soluție s-a dovedit cea mai eficientă, atît sub aspect economic cît și în privința duratei. După îndepărtarea prafului se pulverizează emulsia de asfalt în mai multe straturi, alternînd cu acoperirea cu praf de dolomită. Se realizează un strat de 12 cm, care rezistă fără cheltuieli suplimentare 1—2 ani.

Terry, J. E. și Sigut, G. **Introducerea și viitorul unei combine Anderton la o mină de cărbuni.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 60, nr. 661, mai, 1967, p. 543—557.

După prezentarea motivelor care au dus la alegerea acestei mașini, se descrie combina și se discută capacitatea posibilă de obținut, pe baza rezultatelor înregistrate și funcție de restul instalației din abataj. În Anglia, în perioada 1956—1965 productivitatea muncii cu această combină a fost de 5,65—7,8 t/post, numărul de combine în funcțiune crescînd de la 83 la 723. La mina respectivă, cu o echipă completă de 116 muncitori în două schimburi într-un strat de 1,5 m grosime, s-a realizat o producție de 4 100 t în 5 zile/săptămînă.

Chrzanowski, A., Derenyi, E. E. și Wilson, P, **Progrese în domeniul topografiei miniere.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **60**, nr. 662, iunie, 1967, p. 643—654.

Bazați pe experiența practică și studii teoretice, autorii analizează totalitatea factorilor care influențează procedeele topografice clasice, insistînd în mod special asupra metodelor destinate măririi preciziei. Se prezintă performanțele aparatajului electronic și optic de măsurare a distanțelor în condițiile din subteran.

În acest scop s-au efectuat încercări în diferite mine cu patru tipuri de telurometre și două tipuri de geodimetre, Totodată, s-au pus la punct procedee de cartare a camerelor subterane mari cu ajutorul fotogrametriei.

Pearce, H. L. **Exploatarea cu front lung la exploatarea carboniferă Kemira din Australia.** Colliery Guardian, 1967, p. 43—50.

Prima încercare de exploatare cu front lung s-a efectuat în decembrie 1965. Instalația era formată din combine Anderson cu tambur, transportor șerpuitor tip Meco și cadre de susținere cu 6 stîlpi tip Gullik, pentru sarcină de 50 t. Grosimea stratului varia între 1,5 și 2,1 m. Alimentarea tuturor utilajelor se efectua cu curent electric alternativ la tensiunea de 1 000 V. În cele 3 schimburi, din care numai în două se efectua tăierea pe cei 200 m, lucrau 13 muncitori în abataj, 3 șefi de echipă și 4 lăcătuși mecanici și electricieni. În 5 luni s-au extras 155 000 t, cu o producție medie pe schimb de 727 t și maximă de 1 607 t.

Sinna, K. N. și Singh, B. **Exploatarea cărbunilor în India.** Colliery Guardian, 1967, p. 57—62.

Producția de cărbuni a Indiei a crescut de la 0,5 mil t în anul 1870, la 6 mil t în anul 1900 și la circa 70 mil t în anul 1966, din care 2,57 mil t lignit. Adîncimea maximă de exploatare este de 701 m. În prezent funcționează 20 abataje frontale, restul producției realizîndu-se prin metode cu camere și stîlpi.

Rezervele de cărbuni ale Indiei se ridică la 133,5 miliarde tone din care 80% sînt cantonate în bazinele de est. În bazinele Jheria și Ronigong există strate cu grosimi mari; rezervele în stratele de 4,5—9,0 m fiind de 6 și respectiv 10 milioane tone, iar peste 9,0 m de 4 și respectiv 5 milioane tone.

În februarie 1966 funcționau 830 combine în 222 mine, care asigurau 31,6% din producția totală. În exploatările la zi se realiza în aceeași perioadă o productivitate a muncii de 2,39 t/post, iar în exploatările subterane pe total întreprindere 0,58 t/post cu 1,38 t/post în subteran. În 1965 productivitatea muncii pe întreprindere a fost de 0,51 t/post în minele cu tăiere manuală și 0,63 t/post în minele cu tăiere mecanizată.

Stratele de cărbuni variază ca vîrstă de la Permian la Jurasic, iar ca grosime de la cîțiva centimetri la 30 m cu excepția unui strat de circa 131 m. Înclinarea variază între 5—15° cu un maxim de 80°.

În continuare se dau detalii privind deschiderea și metodele de exploatare la 4 mine. Un interes aparte îl prezintă modul în care se realizează rambleierea hidraulică cu nisip.

Holz, P. **Exploatarea cărbunelui în Republica Sud Africană.** Colliery Guardian, 1967, p. 63—70.

Se prezintă o serie de date referitoare la cel mai important bazin carbonifer — Witbank-Middelburg — cuprinzînd strate cu o grosime de 15—120 m, dispuse aproape orizontal, formate din cărbune cu 10—15% cenușă și 25—27% materii volatile. Exploatarea se face prin metoa cu camere și stîlpi, cea cu front lung fiind în curs de experimentare în două mine.

La tăiere se folosește explozivul Monchel, rezistent la umiditate și antigrizutos, compus din: 7,5—0,5% nitro-

glicerină, 66—70% azotat de amoniu, 7—9% făină de lemn uscată la 100°, 14—16% clorură de sodiu şi 0—2% umiditate.

În general, transportul se realizează cu dumpere cu motor Diesel.

Liegois, R. **Industria carboniferă belgiană.** Colliery Guardian, 1967, p. 71—76.

Cărbunele se găseşte intercalat între şisturi şi gresii. Bazinul Compine cuprinde strate cu înclinări mici, acoperite cu nisipuri cuarţitice purtătoare de ape. Grosimea medie este de 1,3 m, iar exploatarea aproape în totalitate se realizează cu front lung, tăierea cu plug fiind predominantă (3,0—3,6 m avansare/zi). Circa 33% din abataje lucrează un singur schimb, iar 62% în două schimburi. Aproape 85% din producţie se realizează prin prăbuşire, susţinerea metalică fiind generalizată, iar 8,1 % din producţie realizîndu-se în anul 1966 cu cadre păşitoare.

În bazinul din sud înclinarea stratelor este foarte variată, iar grosimea medie este de circa 1 m, stratele fiind puternic tectonizate. Tăierea se face în proporţie de 65% din totalul producţiei mecanizat.

Rey şi Schweitzer. **Practica minieră în exploatările carbonifere din Franţa.** Colliery Guardian, 1967, p. 77—85.

Producţia din anul 1966 a fost de aproape 53 mil t nete. Repartiţia producţiei în primele trei bazine: Nord et Pas de Calais (25,277 mil t), Lorena (15,482 mil t) şi Centre-Sud (restul), în funcţie de grosime şi înclinare, este redată în tabelă, o dată cu productivitatea muncii în subteran.

	Nord de Pas de Calais	Lorena	Centre-Sud
Grosime			
sub 1,0 m	12,8	0,3	2,8
1,00 — 1,5 m	53,0	16,5	2,8
1,50 — 2,0 m	29,2	25,4	4,4
2,00 — 3,0 m	4,8	34,5	20,4
3,00 — 4,0 m	0,2	10,7	3,7
peste 4,0 m	—	5,6	54,6
acumulări masive	—	—	11,3
Înclinare			
0 — 20°	66,0	85,2	66,9
20 — 45°	25,8	36,7	22,1
peste 45°	6,2	38,1	11,0
Productivitate în subteran, t/post	1.706	3,453	1,6—4,47

În bazinul Provence un abataj frontal de 120 m, în strat de 1,8 m grosime şi 5° înclinare, cu plug a permis realizarea cu cadre păşitoare a unei avansări medii de 5 m şi o productivitate în abataj de circa 35 t/post.

În Lorena într-un abataj frontal de 360 m lungime, în strat de 24 m grosime şi înclinare de 12—25°, folosind combina Sagem cu doi tamburi, rambleiere pneumatică şi susţinere cu stîlpi cu fricţiune şi grinzi obişnuite, s-a realizat o productivitate de 15,5 t nete/post.

În continuare se arată o metodă în felii orizontale în front transversal cu subînşirare şi transportor cu raclete în *L*, model de transport al cărbunelui la unele mine etc.

Buchmann, H. E. şi Cloes, F. **Mina Prosper din R.F.G.** Colliery Guardian, 1967, p. 86—92.

Productivitatea muncii în subteran a fost în R.F.G., în decembrie 1966, de 3,031 t/post. La mina Prosper această productivitate a fost de 5,2 t/post. Într-un abataj de 230 m, dintr-un strat de 1,64 m, s-a realizat în ianuarie 1967 o productivitate de 28 t/post. Tăierea s-a realizat cu un plug cu lame reglabile, în susţinerea cu cadre Rheinstahl.

Baaljens M. J. M. **Exploatarea cărbunelui la mina Emma — Olanda.** Colliery Guardian, 1967, p. 93—97.

La mina Emma se exploatează 8 strate din abataje de 210 m cu producţie de 750 t/zi şi productivitate în subteran de 2,4 t/post. Stratele au înclinare de 12°. Tăierea se realizează cu plug, iar susţinerea cu cadre Klöckner-Ferromatic.

Juhasz, J. **Industria carboniferă în R. P. Ungară.** Colliery Guardian, 1967, p. 98—104.

Zăcămintele de cărbune au vîrsta cuprinsă între liasic şi pliocen, grosimi de 0,8—20 m, şi înclinări de 0—90° şi putere calorică de 1 700—6 800 kcal/kg. Producţia se realizează în proporţie de 80% prin explozivi, 10% prin tăiere cu plug şi 10% cu combine. Abatajele cu plug şi susţinere cu stîlpi metalici realizau în 1966 avansuri de 1,4—1,8 m/zi. Circa 5% din producţie se realizează cu cadre păşitoare, 50% cu susţinere metalică şi restul cu lemn.

Krupinski, B. **Exploatarea cărbunelui în R. P. Polonă.** Colliery Guardian, 1967, p. 105—112.

În Silezia superioară există 100 strate cu grosimea de 0,5 — —10 m. În anul 1966 producţia s-a realizat în proporţie de 39% din strate de 1—2 m grosime, 36,9% din strate de peste 4 m şi 19,5% din strate de 2—3 m grosime. Totodată 93% din producţie se realizează din strate cu înclinare pînă la 25°. Producţia medie a minelor era în 1965 de 4 800 t/zi.

Producţia s-a realizat în proporţie de 79,5% din abataje frontale şi în proporţie de 41,8% cu surpare, restul cu rambleiere, predominant fiind cea hidraulică. În anul 1965 lungimea medie a abatajelor a fost de 115 m, iar avansarea medie de 1,39 m/zi.

Stefanko, R. **Exploatarea cărbunilor în S.U.A.** Colliery Guardian, 1967, p. 113—120.

În 1966 producţia de cărbuni a fost de 571 mil t din care 11,7 mil t antracit. Din aceasta, prin metode cu camere cu combine, s-au extras 162 mil t cu o productivitate de 15,8 t/post; 181 mil t prin metode convenţionale cu productivitate de 14,80 t/post şi 176,4 mil t în carieră cu 34 t/post aşa fel încît productivitatea medie a fost de 18,3 t/post.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia, Bucureşti, Calea Victoriei nr. 109, Raionul 30 Decembrie, telefon 15. 15. 40. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala 30 Decembrie. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25, Bucureşti, c. 6186

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIX Nr. 1 IANUARIE 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Абрахам, Л. *Новости в области обогащения угля. I*

Приводятся последние новости относительно аппаратуры и технологии обогащения угля.

Вэкару, И. и. д. *К вопросу о нагнетании воды под давлением посредством глубоких шпуров на шахте Анина.*

Приводятся результаты, полученные на шахте Анина, при нагнетании воды под давлением в угольном массиве и предлагается расширение применения этого способа.

Гурэу, А. *Вклад по вопросу микротектонических методов статистического изучения геометрии структуры складчатого эпиметаморфизма зоны месторождений Вецель-Мунчелул Мик.*

Статья, по характеру выдвигаемых проблем, вносит новый вклад в микротектоническое исследование эпиметаморфных сланцев.

Давид, Б. и.д. *Поведение некоторых ионно-обменников, изготовленных в СРР в условиях гидрометаллургии урания.*

В статье приводятся результаты исследований, выполненных по вопросу адсорбции урания смоламиионнообменниками. изготовленными в нашей стране.

Рецензия

Информации

Документация

INHALT

Abraham, L. *Neuheiten in der Kohlenaufbereitung. I.*

Es werden die letzten Neuheiten auf dem Gebiete der Geräte und der Kohlenaufbereitungstechnologie beschrieben.

Văcaru, I. u. a. *Betrachtungen über das Tränken mit Wasser unter Druck durch lange Bohrlöcher in der Grube Anina.*

Es werden die in der Grube Anina erzielten Ergebnisse durch Tränken mit Wasser in das Kohlen massiv mit Erweiterungsvorschlägen diese Verfahrens beschrieben.

Gurău, A. *Beiträge zum mikrotektonischen Verfahren für die statistische Geometrie der epimetamorfischen Faltenstruktur im Gebiete der Lagerstätten Veţel-Muncelul Mic.*

Der Aufsatz bringt durch die Aufgaben, die aufgeworfen werden, einen Betrag zur mikrotektonischen Studie der epimetamorfischen Lagerstätten.

David, B., Filip, Gh. und Tătaru, S. *Das Verhalten einiger in der Sozialischen Republik Rumänien erzeugter Ionenaustauscher bei der Hydrometallurgie des Uraniums.*

Der Artikel enthält die bezüglich des Problems der Uraniumadsorption erzielten Untersuchungsergebnisse mittels der in unserem Land erzeugten synthetischen Ionenaustauscher.

Rezensionen

Informationen

Dokumentierung

SOMMAIRE

Abraham, L. *Nouveautés dans la préparation mécanique des charbons (I)*

Sont présentées les dernières nouveautés concernant l'appareillage et la technologie de la préparation mécanique des charbons.

Văcaru, I, et autres. *Considérations sur l'injection de l'eau sous pression dans les trous de sonde profonds au charbonnage d'Anina*

Sont présentés les résultats acquis au charbonnage d'Anina par injection de l'eau sous pression dans le massif et l'on avance des propositions pour l'extension de ce procédé.

Gurău, A. *Contributions à la méthode microtectonique pour l'étude statistique de la géometrie structurale applicative épimétamorphique, des gisements de la zone de Veţel- Muncelul Mic*

L'article, par les problèmes soulevés, apporte une nouvelle contribution à l'étude microtectonique des schistes épimétamorphiques.

David, B. *Filip, Gh. et Tătaru, S. Comportement de certains échangeurs d'ions fabriqués en Roumanie dans l'hydrométallurgie de l'uranium.*

L'ouvrage contient les résultats des recherches effectuées pour l'adsorption de l'uranium par d'échangeurs d'ions fabriqués en Roumanie.

Comptes-Rendus

Informations

Documentation

CONTENTS

Abraham, L. *News in coal preparation (I)*

The paper presents latest news regarding the equipment and technology of coal preparation.

Văcaru, I. a. o. *Considerations on water injection under pressure, by long borings at Anina colliery*

The paper presents results obtained at Anina colliery, with water injections under pressure in the mass of coal, suggesting the extension of the method.

Gurău, A. *Contributions to the microtectonic method for the statistic study of the geometry of the plicative epimetamorphic structures from Veţel — Muncelul Mic district*

By the problems raised, the paper brings a new contribution to the microtectonic study of epimetamorphic schists.

David, B. Filip, Gh. and Tătaru, S. *The behaviour of some ion — exchangers produced in the Romanian Socialist Republic in conditions of uranium hydrometallurgy.*

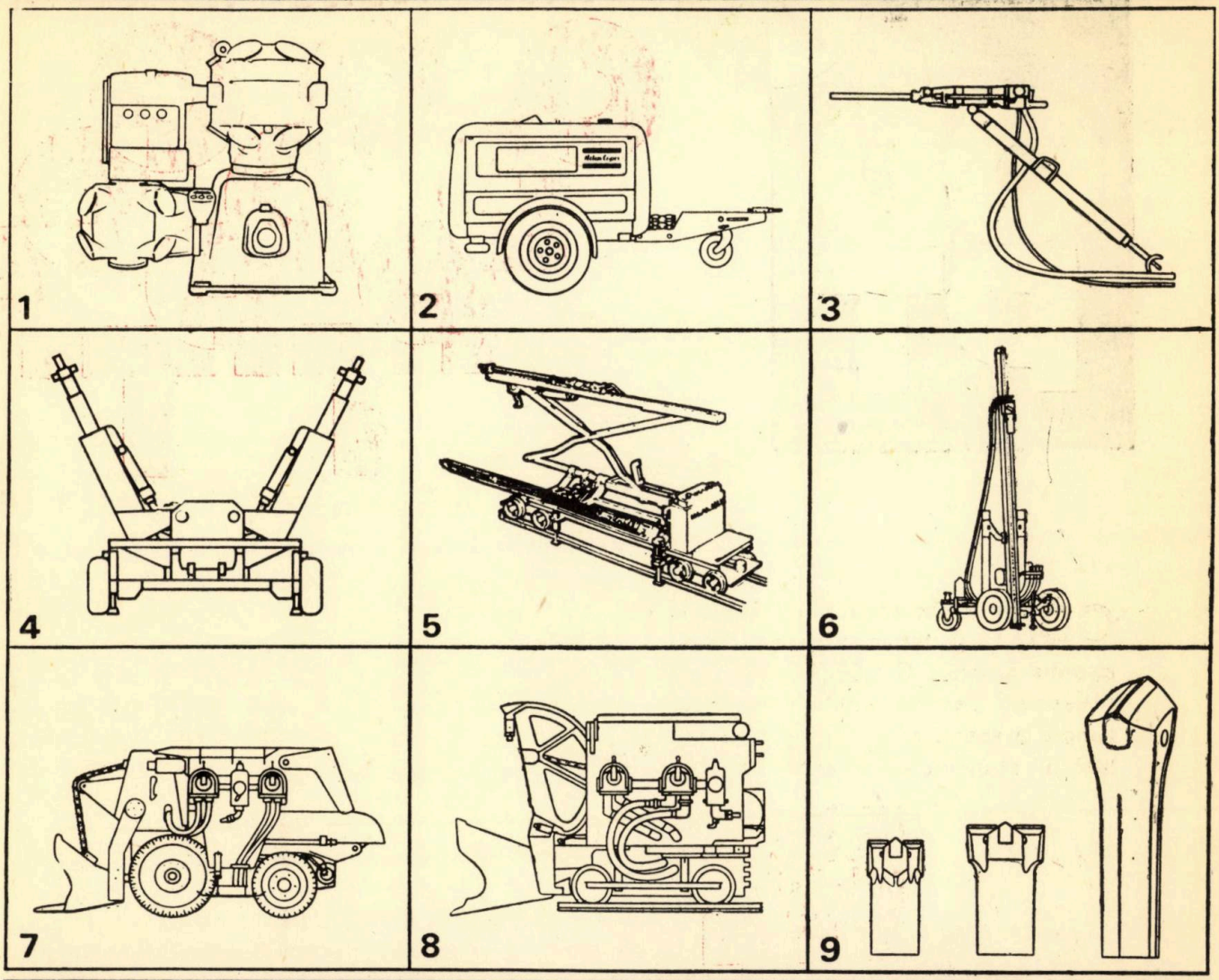
The study relates the results obtained by research on the problem of uranium adsorption by ion-exchanger resins, produced in our country.

Documentary

Informations

Reviews

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883



9 căi de creştere a producţiei

Atlas Copco poate oferi o gamă largă de utilaje pneumatice, dintre care următoarele 9 utilaje vor reduce preţul de cost în întreprinderea dv.

1 Compresoare stabile cu piston sau şurub, cu capacităţi de la 0,05 m³ pînă la 550 m³ pe minut.

2 O serie completă de compresoare mobile — cu piston sau şurub rotativ, avînd cel mai bun raport între capacitate şi greutate dintre toate tipurile de asemenea compresoare, aflate în comerţ.

3 Perforatoarele Atlas Copco, renumite în lumea întreagă, cu împingătoare pneumatice, şi cu amortizoare a zgomotului.

4 Instalaţii de perforare „Simba", construite în mod special pentru mecanizarea perforării găurilor de mină lungi.

5 Cărucioare mecanizate „Zax" cu 1—3 perforatoare, pentru săparea tunelurilor şi a galeriilor, comandate de un singur om.

6 Serie completă de sondeze pentru perforat găuri de mină în cariere.

7 Maşini automotoare de încărcat şi transportat pe roţi de cauciuc comandate de un singur om.

8 Maşini de încărcat pe şine pentru săparea tunelurilor şi galeriilor.

9 Echipamentul de sfredele Sandvik-Coromant, compus din sfredele monobloc, sfredele prelungitoare şi tăişuri detaşabile.

Completaţi acest cupon şi trimiteţi-l la Maşinimport, Bucureşti, str. M. Eminescu nr. 10, raionul 30 Decembrie, indicînd denumirea întreprinderii, numele, funcţia şi adresa dv.

Atlas Copco

Atlas Copco AB Stockholm I, Suedia

Rugăm să ne trimiteţi informaţii asupra următoarelor utilaje pneumatice Atlas Copco

Limba: germană franceză engleză

1 Compresoare staţionare 2 Compresoare portative 3 Perforatoare 4 Instalaţii de perforat Simba

5 Cărucioare de perforat Zax 6 Sondeze pentru cariere 7 Maşini de încărcat şi transportat pe pneuri

8 Maşini de încărcat pe şine 9 Echipament de sfredele

1/68

1967 MAR 19

MINISTERUL MINELOR

ODPT

OFICIUL DE DOCUMENTARE ŞI PUBLICAŢII TEHNICE

București ● str. General Budișteanu nr. 11 bis ● raion 16 Februarie
telefon 16 79 28

ODPT elaborează și editează, în scopul informării și documentării operative a inginerilor și tehnicienilor din industria minieră, următoarele publicații: REVISTA MINELOR, cu apariție lunară; COLECȚIA DE CAIETE DOCUMENTARE (șase titluri, care apar lunar sau trimestrial), conținînd: noutăți tehnico-economice din industria minieră mondială; materiale selectionate prezentate la diferite congrese și simpozioane internaționale; schimb de experiență din țară și străinătate; invenții, inovații; brevete; utilaje noi etc.

ODPT efectuează pe baza comenzilor de la unitățile miniere și terți: lucrări de sinteză pe teme date; cercetări bibliografice; editări de manuale pentru cursurile de perfecționare ale muncitorilor minieri; materiale de propagandă pentru protecția muncii (afișe, pliante etc.); traduceri ș. a.

ODPT multiplică: instrucțiuni, acte normative, norme de lucru etc. pe bază de comenzi.

ODPT produce la comanda unităților: filme cinematografice de scurt metraj, pe 16 mm, conținînd instructaje privind tehnica securității și protecția muncii și tehnica nouă în minerit, precum și copii de filme din aceste domenii.

ODPT execută: microfilme, diafilme, diapozitive, fotocopii, precum și alte lucrări din domeniul foto-cinematografic necesare unităților miniere.

OFICIUL DE DOCUMENTARE ŞI PUBLICAŢII TEHNICE

E1433

E1433

2

VOLUMUL XIX

1968

FEBRUARIE

REVISTA MINELOR

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 2 1968

CUPRINS

Dobre, Gh. şi Silaş, I. — **Folosirea metodelor de programare optimă a producţiei în industria minieră** . . . . . 41—47

Huber Panu, I. — **Un model matematic al procesului flotaţiei în maşini multicelulare** . . . . . 48—54

Abraham, L. — **Noutăţi în prepararea cărbunilor (II)** . . . . 55—63

Anghel, U. şi Scutaru, I. — **Gazeificarea combustibililor solizi în gazogene pentru gaz mixt** . . . . . 64—67

Niţescu, Tr. — **Studiu privind armonizarea şi optimizarea capacităţii autovehiculelor cu capacitatea utilajelor de încărcat cu cupă** . . . . . 68—77

NOTE

Păsculescu, M. şi Popescu, Gh. — **Contribuţii asupra realizării unui aparat pentru măsurarea rezistenţei prizelor de pământ în construcţie antiexplozivă cu siguranţă intrinsecă** 78—81

INVENŢII — INOVAŢII

RECENZII

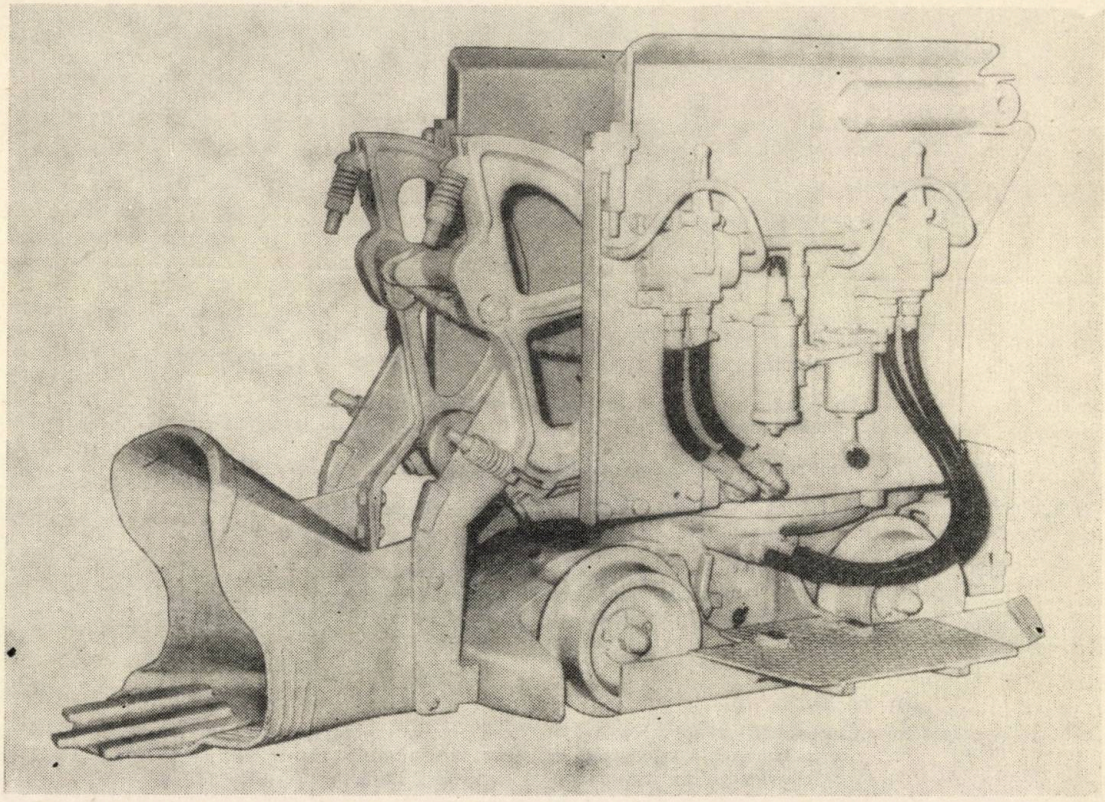
ŞTIRI

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACŢIE

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. dr. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

Încărcare de 60 m^3 pe oră material derocat



Mașina LM 56 încarcă la capacitate completă, chiar în spații restrînse. Mișcările ei sînt nestingherite chiar și în galerii cu lățimi de numai 2—2,5 m și înălțimi sub 2,4 m.

Un motor pneumatic pe 20 CP și o cupă mare îi asigură un randament ridicat.

Sînt livrabile și alte tipuri de mașini de încărcat pe linie ferată sau pe pneuri cu cupă basculantă. Toate asigură ușurință de control, vizibilitatea, rapiditatea operație și o pătrundere ușoară a cupei de material derocat.

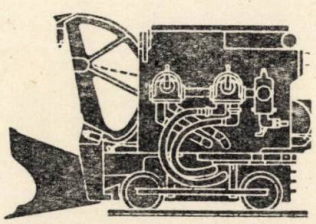
Documentația cu privire la aceste utilaje se poate obține de la Mașinimport — București, folosind cuponul alăturat.

ATLAS COPCO AB, STOCKHOLM 1 — SUEDIA

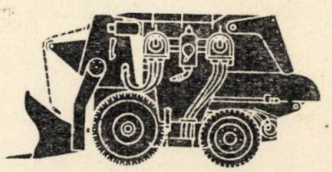
Completați cuponul alăturat, tăiați-l și trimiteți-l întreprinderii Mașinimport — București, str. Mihail Eminescu, nr. 10.

Atlas Copco

Mașini de încărcat pe linie ferată



Mașini de încărcat cu siloz basculant pe pneuri



Rugăm a ne trimite informația în limba

engleză franceză germană

cu privire la:

mașini de încărcat pe linie ferată

mașini de încărcat cu siloz basculant pe pneuri

NUMELE _____

ÎNTREPRINDEREA _____

ADRESA _____

6/68

REVISTA MINELOR
ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA
ANUL XIX Nr. 2 1968

FOLOSIREA METODELOR DE PROGRAMARE OPTIMĂ A PRODUCŢIEI ÎN INDUSTRIA MINIERĂ

Dr. ing. GH. DOBRE
ing. I. SILAŞ

În dezvoltarea economică a României, ca stat industrial modern, un rol important îl are conducerea şi organizarea pe baze ştiinţifice a proceselor economice şi de producţie. Dezvoltarea continuă, în ritmuri nemaiîntîlnite a economiei noastre naţionale, face necesară introducerea în conducerea şi organizarea producţiei a metodelor şi mijloacelor tehnice pe care ştiinţa şi tehnica contemporană le pun la îndemîna noastră.

Unul din obiectivele principale ale organizării ştiinţifice a producţiei este introducerea şi extinderea metodelor moderne de programare optimă a producţiei. Industria minieră reprezintă un vast domeniu în care aceste metode pot fi utilizate cu succes. De aceea ne propunem să prezentăm unele aspecte ale acestei probleme, cu scopul de a aduce o modestă contribuţie în promovarea metodelor moderne de conducere şi organizare a producţiei.

Problema optimizării planului de producţie în industria minieră şi modul ei de rezolvare

În planificarea producţiei miniere trebuie să se ţină seama în primul rînd de potenţialul real al bazei de materii prime minerale a fiecărei întreprinderi miniere, în strînsă concordanţă cu necesităţile economiei naţionale. De aceea, repartizarea optimă a producţiei miniere pe diferite centrale, întreprinderi şi exploatări are o importanţă foarte mare.

Să presupunem că un număr n de exploatări miniere E_j $(j = 1, 2, \ldots, n)$ care aparţin aceleiaşi centrale industriale, concură la producerea metalelor M_i $(i = 1, 2, \ldots, m)$ şi că se cunoaşte :

— capacitatea maximă de producţie a exploatării miniere $E_j : Q_j$;

— conţinutul în zăcămînt al minereului din mina E_j în metalul $M_i : c_{ij}$;

— coeficientul de extracţie calitativă a metalului M_i în procesul de exploatare pe mina E_j r_{ij} ;

— extracţia la preparare a metalului M_i provenit din mina $E_j : \eta_{ij}$;

— preţul de catalog al metalului M_i în concentrat : v_i ;

— preţul de cost al exploatării, transportului şi preparării unei tone de minereu din mina E_j p_j ;

— beneficiul realizat pe tona de minereu din mina $E_j : b_j$;

— cantităţile minime de metale M_i care trebuie produse de cele n exploatări miniere împreună m_i .

În condiţiile enunţate, se cere să se stabilească producţia de minereu x_j pe cele n exploatări miniere, astfel ca împreună ele să producă cel puţin cantităţile de metale fixate m_i, iar beneficiul total să fie maxim.

Determinarea producţiei optime se poate stabili punîndu-se condiţii variate, dintre care enumerăm cîteva :

— producerea unor cantităţi de metale astfel ca beneficiul să fie maxim ;

— producţia de metale să se realizeze cu cheltuieli minime ;

— realizarea unui beneficiu fixat dinainte, astfel ca producţia de metal să fie maximă ;

— la cheltuieli de producţie date, valoarea producţiei marfă să fie maximă.

Prima problemă pusă se exprimă prin următoarele relaţii :

— producerea cantităţilor de metal :

$$\sum_{j=1}^{n} c_{ij}\, r_{ij}\, \eta_{ij} \geqslant m_i \qquad (i = 1,\ 2,\ \ldots,\ m) \qquad (1)$$

— capacitatea maximă de producţie :

$$x_j \leqslant Q_j \qquad (j = 1,\ 2,\ \ldots,\ n) \qquad (2)$$

— beneficiul total :

$$B = \sum_{j=1}^{n} b_j\, x_j \cdot \qquad (3)$$

Din punct de vedere matematic se pune problema stabilirii variabilelor x_j ($j = 1, 2, \ldots, n$), astfel ca ele să satisfacă inecuaţiile (1) şi (2), iar expresia (3) să fie maximă. Aceasta este o problemă de programare liniară [1].

Problemele de programare liniară se rezolvă prin metode grafice sau analitice. Metodele grafice pot fi aplicate în cazul a două, cel mult trei mine. În cazul unui număr mai mare de trei mine, se aplică metode analitice, dintre care un interes deosebit îl prezintă metoda simplex. În principiu, metoda simplex constă în alegerea unei anumite soluţii iniţiale, numită soluţie de bază realizabilă, care apoi se îmbunătăţeşte continuu prin iteraţii succesive pînă cînd se obţine soluţia optimă.

În cele ce urmează vom ilustra metoda simplex în scopul programării optime a producţiei la cîteva exploatări pentru zăcăminte de minereuri.

Exemplul 1

Să presupunem că o centrală industrială cuprinde patru exploatări miniere : două de minereu complex, una de minereu de cupru şi una de minereu auro-argentifer. Printr-o analiză profundă a condiţiilor de zăcămînt, ţinînd seama de realizările anterioare cît şi de posibilităţile de îmbunătăţire a activităţii de exploatare şi preparare s-au stabilit indicii tehnico-economici specificaţi în tabela 1.

Cele patru exploatări miniere trebuie să producă pe an cel puţin următoarele cantităţi de elemente utile :

Au : 3 500 kg Zn : 23 500 t

Ag : 35 000 kg Cu : 7 000 t

Pb : 12 000 t S : 1 200 000 t

Se cere să se stabilească producţia de minereu pe cele patru exploatări miniere, astfel încît să se producă cel puţin cantităţile de metale fixate, iar beneficiul total să fie maxim, ţinîndu-se seama şi de capacitatea maximă de producţie a fiecărei mine.

Exprimarea matematică a problemei

Fie x_1, x_2, x_3 şi x_4 producţia de minereu care trebuie repartizată pe cele patru exploatări miniere.

Condiţia producerii cantităţilor de metale fixate şi capacitatea maximă de producţie se exprimă prin următoarele inegalităţi :

Producţia de Au : $0{,}001\, x_1 + 0{,}0015\, x_2 + 0{,}001\, x_3 + 0{,}005\, x_4 \geqslant 3\,500$

Producţia de Ag : $0{,}01\, x_1 + 0{,}02\, x_2 + 0{,}01\, x_3 + 0{,}04\, x_4 \geqslant 35\,000$

Producţia de Pb : $0{,}01\, x_1 + 0{,}01\, x_2 \geqslant 12\,000$

Producţia de Zn : $0{,}02\, x_1 + 0{,}015\, x_2 \geqslant 23\,500$

Producţia de Cu : $0{,}005\, x_1 + 0{,}002\, x_2 + 0{,}008\, x_3 \geqslant 7\,000$ (4)

Producţia de S : $0{,}1\, x_1 + 0{,}07\, x_2 + 0{,}05\, x_3 + \geqslant 120\,000$

Capacitatea exploatării E_1 : $x_1 \leqslant 800\,000$

Capacitatea exploatării E_2 : $x_2 \leqslant 600\,000$

Capacitatea exploatării E_3 : $x_3 \leqslant 300\,000$

Capacitatea exploatării E_4 : $x_4 \leqslant 500\,000$

Beneficiul anual total care trebuie realizat de cele patru exploatări (funcţia de eficienţă) este :

$$B = 10\, x_1 + 0\, x_2 + 20\, x_3 - 10\, x_4 . \qquad (5)$$

Obţinerea producţiei de metale (pe cele patru exploatări) se poate realiza în mai multe

Tabela 1

Exploatarea minieră	Conţinutul extractibil						Valoarea totală a metalelor în concentrat care se pot obţine dintr-o tonă de minereu, lei/t	Preţul de cost exploatare şi preparare, lei/t min	Beneficiu, lei/t	Capacitatea maximă de producţie, t/an
	Au, g/t	Ag, g/t	Pb, %	Zn, %	Cu, %	S, %				
E_1	1,0	10	1,0	2,0	0,5	10	291	281	+10	800 000
E_2	1,5	20	1,0	1,5	0,2	7	242	242	—	600 000
E_3	1,0	10	—	—	0,8	5	207	187	+20	300 000
E_4	5,0	40	—	—	—	—	203	213	−10	400 000

moduri, de fiecare dată înregistrîndu-se efecte economice (beneficii) diferite. Printre toate ipotezele de repartizare a sarcinilor de plan pe exploatări miniere există una singură care conduce la un beneficiu maxim. Ne propunem să determinăm această soluție utilizînd metoda simplex de rezolvare a problemelor de programare liniară. Pentru simplificarea calculelor, primele șase inegalități (4) le vom înmulți respectiv cu 2 000 100, 100, 200, 1 000, 100, condițiile inițiale devenind astfel:

$$\begin{aligned}
2x_1 + 3x_2 + 2x_3 + 10x_4 &\geqslant 10^5 \cdot 70 \\
x_1 + 2x_2 + x_3 + 4x_4 &\geqslant 10^5 \cdot 35 \\
x_1 + x_2 &\geqslant 10^5 \cdot 12 \\
4x_1 + 3x_2 &\geqslant 10^5 \cdot 47 \\
5x_1 + 2x_2 + 8x_3 &\geqslant 10^5 \cdot 70 \qquad (6) \\
10x_1 + 7x_2 + 5x_3 &\geqslant 10^5 \cdot 120 \\
x_1 &\leqslant 10^5 \cdot 8 \\
x_2 &\leqslant 10^5 \cdot 6 \\
x_3 &\leqslant 10^5 \cdot 3 \\
x_4 &\leqslant 10^5 \cdot 4
\end{aligned}$$

Transformarea inecuațiilor în ecuații

În prealabil, condițiile inițiale (6) se transformă în egalități prin scăderea sau adăugarea unor noi variabile. După aceste modificări, inecuațiile (6) devin:

$$\begin{aligned}
2x_1 + 3x_2 + 2x_3 + 10x_4 - x_5 &= 10^5 \cdot 70 \\
x_1 + 2x_2 + x_3 + 4x_4 - x_6 &= 10^5 \cdot 35 \\
x_1 + x_2 - x_7 &= 10^5 \cdot 12 \\
4x_1 + 3x_2 - x_8 &= 10^5 \cdot 47 \\
5x_1 + 2x_2 + 8x_3 - x_9 &= 10^5 \cdot 70 \qquad (7) \\
10x_1 + 7x_2 + 5x_3 - x_{10} &= 10^5 \cdot 120 \\
x_1 + x_{17} &= 10^5 \cdot 8 \\
x_2 + x_{18} &= 10^5 \cdot 6 \\
x_3 + x_{19} &= 10^5 \cdot 3 \\
+x_4 - x_{20} &= 10^5 \cdot 4
\end{aligned}$$

Variabilele fictive introduse au următoarele semnificații reale:

— cele incluse cu semnul minus vor reprezenta în final cantitățile de metale care se produc peste cifrele fixate;

— variabilele introduse cu semnul plus vor reprezenta capacitățile de producție de minereu rămase disponibile.

Determinarea soluției de bază

Pentru a determina mai ușor o soluție inițială (de bază) vom adăuga în membrul stîng al primelor șase relații din (7) cîte o variabilă. În acest fel sistemul (7) devine:

$$\begin{aligned}
2x_1+3x_2+2x_3+10x_4-x_5+x_{11} &= 10^6 \cdot 7{,}0 \\
x_1+2x_2+x_3+4x_4-x_6+x_{12} &= 10^6 \cdot 3{,}5 \\
x_1+x_2-x_7+x_{13} &= 10^6 \cdot 1{,}2 \\
4x_1+3x_2-x_8+x_{14} &= 10^6 \cdot 4{,}7 \\
5x_1+2x_2+8x_3-x_9+x_{15} &= 10^6 \cdot 7{,}0 \qquad (8) \\
10x_1+7x_2+5x_3-x_{10}+x_{16} &= 10^6 \cdot 12{,}0 \\
x_1+x_{17} &= 10^6 \cdot 0{,}8 \\
x_2+x_{18} &= 10^6 \cdot 0{,}6 \\
x_3+x_{19} &= 10^6 \cdot 0{,}3 \\
x_4+x_{20} &= 10^6 \cdot 0{,}4
\end{aligned}$$

Pentru ca sistemul (8) să fie echivalent cu (7) este necesar să aibă loc egalitățile:

$$x_{11} = x_{12} = x_{13} = x_{14} = x_{15} = x_{16} = 0.$$

Pentru a ne asigura că aceste variabile nu vor apărea în soluția optimă, vom presupune că ele reprezintă mine fictive care lucrează cu pierderi oricît de mari. Cu această ipoteză funcția de eficiență devine:

$$B = 10\,x_1 + 0\,x_2 + 20\,x_3 - 10\,x_4 - p(x_{11} + x_{12} + x_{13} + x_{14} + x_{15} + x_{16}) \qquad (9)$$

unde p este un număr oricît de mare pozitiv și el reprezintă pierderea cu care ar lucra minele considerate.

Cu aceste pregătiri se poate rezolva problema dată. Pentru început presupunem $x_{1-10} = 0$, deci variabilele x_{11-20} sînt egale cu termenii liberi corespunzători ai sistemului (8). Cu datele prezentate vom întocmi tabloul simplex și vom continua cu îmbunătățirea succesivă a soluțiilor, pînă la obținerea soluției optime.

În tabela 2 se prezintă datele inițiale. În vederea simplificării calculelor, pentru moment nu vom lua în considerare factorul 10_6.

Îmbunătățirea soluției de bază

Îmbunătățirea soluției de bază inițiale constă în înlocuirea succesivă a unei exploatări fictive e, cu una E, adică în introducerea în bază a unui vector $E_j (j = 1, 2, \ldots, 10)$ în locul unui vector e_k $(k = 11, 12, \ldots, 20)$.

Pentru a stabili care vector (mină) se introduce în bază se procedează astfel:

— în ultima linie a tabelului simplex, pentru vectorii care nu sînt în bază, se calculează expresia $\Sigma\, b_i\, c_i - b_j$. Vectorul E_j, la care această expresie este negativă și cea mai mare în valoare absolută, se include în bază (în cazul de față E_1: $-23\,p - 10$).

— pentru vectorul care intră în bază (E_1) se calculează rapoartele pozitive $\theta_i = \frac{m_i}{c_i}$.

Vectorul nou (E_1) înlocuieşte acel vector, la care raportul (θ_i) are valoarea minimă. În cazul considerat, vectorul E_1 înlocuieşte vectorul e_{17}. Elementul situat la intersecţia coloanei E_1 cu linia e_{17} este un element principal şi se specifică printr-un asterisc (1*).

În continuare, se modifică elementele tabloului iniţial, astfel ca vectorul E_1 să aibă elementul principal egal cu 1, iar celelalte nule. În acest scop, se împart elementele liniei principale (e_{17}) la elementul principal (1), apoi din liniile neprincipale (e_{11}, e_{12}, e_{13}, e_{14}, e_{15} e_{16}, e_{18}, e_{19} şi e_{20} se scad elementele liniei principale (e_{17}), înmulţite cu elementele corespunzătoare de pe coloana principală (2, 1, 1, 4, 5, 10, 0, 0, 0).

În tabela 3 se prezintă rezultatele obţinute după prima iteraţie.

Acest procedeu se continuă pînă cînd toate diferenţele din ultima linie sînt pozitive sau nule, soluţia astfel obţinută fiind optimă.

După nouă iteraţii, se obţine soluţia optimă. Din lipsă de spaţiu nu prezentăm tabelul simplex cu toate transformările ci numai ultima iteraţie (a noua) care reprezintă soluţia optimă (tabela 4).

Interpretarea rezultatelor obţinute

Întrucît după iteraţia IX toate diferenţele $\Sigma b_i c_i - b_i$ sînt pozitive sau nule, soluţia obţinută conduce la beneficiu maxim, deci este optimă.

Rezultatele obţinute se exprimă astfel, după înmulţirea cu factorul 10^6:

— pe cele patru exploatări miniere, producţia de minereu trebuie planificată după cum urmează:

Exploatarea E_1 : 800 000 t/an
Exploatarea E_2 : 600 000 t/an
Exploatarea E_3 : 300 000 t/an
Exploatarea E_4 : 300 000 t/an.

Tabela 2

m_i / c_i / θ_i	Beneficiu → / ↓ / b_i	Minele în funcţiune	Producţia m_i	−p	−p	−p	−p	−p	−p	0	0	0	0	10	0	20	−10	0	0	0	0	0	0
				e_{11}	e_{12}	e_{13}	e_{14}	e_{15}	e_{16}	e_{17}	e_{18}	e_{19}	e_{20}	E_1	E_2	E_3	E_4	e_5	e_6	e_7	e_8	e_9	e_{10}
				c_i																			
3,5	−p	e_{11}	7	1										2	3	2	10	−1					
3,5	−p	e_{12}	3,5		1									1	2	1	4		−1				
1,2	−p	e_{13}	1,2			1								1	1					−1			
1,175	−p	e_{14}	4,7				1							4	3						−1		
1,4	−p	e_{15}	7					1						5	2	8						−1	
1,2	−p	e_{16}	12						1					10	7	5							−1
0,8	0	e_{17}	0,8							1				1*									
∞	0	e_{18}	0,6								1				1								
∞	0	e_{19}	0,3									1				1							
∞	0	e_{20}	0,4										1				1						
$B = \Sigma m_i b_i = -35{,}4$ p														−23p −10	−18p	−16p −20	−14p +10	p	p	p	p	p	p

Tabela 3

m_i / c_i / θ_i	Beneficiu → / ↓ / b_i	Exploatarea în funcţie	Producţia m_i	−p	−p	−p	−p	−p	−p	0	0	0	0	10	0	20	−10	0	0	0	0	0	0
				e_{11}	e_{12}	e_{13}	e_{14}	e_{15}	e_{16}	e_{17}	e_{18}	e_{19}	e_{20}	E_1	E_2	E_3	E_4	e_5	e_6	e_7	e_8	e_9	e_{10}
				c_i																			
1,8	−p	e_{11}	5,4	1						−2					3	2	10	−1					
1,35	−p	e_{12}	2,7		1					−1					2	1	4		−1				
0,4	−p	e_{13}	0,4			1				−1					1*					−1			
0,5	−p	e_{14}	1,5				1			−4					3						−1		
1,5	−p	e_{15}	3					1		−5					2	8						−1	
0,571	−p	e_{16}	4						1	−10					7	5							−1
∞	10	E_1	0,8							1				1									
0,6	0	e_{18}	0,6								1				1								
∞	0	e_{19}	0,3									1				1							
∞	0	e_{20}	0,4										1				1						
$B = \Sigma m_i b_i = -170$ p +8														−	−18 p	−16 p −10	−14 p +10	p	p	p	p	p	p

Tabela 4

Beneficiu ↓ b_i	Exploatările în funcţie →	Producţia b_j / m_i	$-p$	$-p$	$-p$	$-p$	$-p$	$-p$	0	0	0	0	10	0	20	−10	0	0	0	0	0	0
			e_{11}	e_{12}	e_{13}	e_{14}	e_{15}	e_{16}	e_{17}	e_{18}	e_{19}	e_{20}	E_1	E_2	E_3	E_4	e_5	e_6	e_7	e_8	e_9	e_{10}
			c_i																			
−10	E_4	0,3		0,25					−0,25	−0,5	−0,25					1		−0,25				
0	e_5	0	−1	2,5					−2,5	−2	−0,5						1	−2,5				
0	E_2	0,6								1				1								
0	e_7	0,2			−1				1	1									1			
0	e_{10}	1,7						−1	10	7	5											1
20	E_3	0,3									1				1							
10	E_1	0,8							1			1	1									
0	e_8	0,3				−1			4	3										1		
0	e_9	0,6					−1		5	2	8										1	
0	e_{20}	0,11		−0,25					0,25	0,5	0,25	1						2,5				
$B = \Sigma\, b_i\, m_i = 11$									$\Sigma\, b_i\, c_i - b_j$		=	−	−	−	−	−	−	2,5	−	−	−	−

Repartizînd astfel producţia de minereu se obţine un beneficiu maxim, egal cu 11 mil. lei/an. În oricare alt mod s-ar repartiza sarcinile de producţie, s-ar obţine beneficii mai mici.

Aplicînd soluţia obţinută se pot realiza următoarele producţii de metale :

Au : 3 500 kg/an ($x_5 = 0$)

Ag : 35 000 kg/an ($x_6 = 0$)

Pb : 14 000 t/an $\left(x_7 = 200\,000\,;\right.$

$$\left. 12\,000 + \frac{200\,000}{100} = 14\,000\right).$$

Zn : 25 000 t/an $\left(x_8 = 300\,000\,;\right.$

$$\left. 23\,500 + \frac{300\,000}{200} = 25\,000\right).$$

Cu : 7 600 t/an $\left(x_9 = 600\,000\,;\right.$

$$\left. 7\,000 + \frac{600\,000}{1\,000} = 7\,600\right).$$

S : 137 000 t/an $\left(x_{10} = 1\,700\,000\,;\right.$

$$\left. 120\,000 + \frac{1\,700\,000}{100} = 137\,000\right).$$

Exemplul 2

Conţinuturile extractibile ale exploatării şi preparării unei tone de minereu pe trei exploatări miniere sînt următoarele :

Exploatarea minieră	Conţinutul extractibil			
	Au, g/t	Pb, %	Zn, %	Cu, %
E_1	1,6	4	0,8	1 0,8
E_2	0,4	—	—	
E_3	1	1	1	0,2

Se cere să se stabilească planul de producţie (minereu) pe cele trei exploatări miniere, astfel ca ele să realizeze împreună cel puţin următoarele cantităţi de metale :

Au : 1 000 kg/an

Pb : 15 000 t/an

Zn : 6 000 t/an

Cu : 7 400 t/an,

iar cheltuielile totale de producţie să fie minime.

Exprimarea matematică a problemei

Fie x_1, x_2 şi x_3 producţia de minereu pe cele trei exploatări. Cu aceste notaţii, condiţiile iniţiale se exprimă prin inegalităţile :

Producţia de Au : $0{,}0016\ x_1 + 0{,}0004\ x_2 + 0{,}001\ x_3 \geqslant 1\,000$

Producţia de Pb : $0{,}04\ x_1 + 0{,}01\ x_3 \geqslant 15\,000$

Producţia de Zn : $0{,}008\ x_1 + 0{,}01\ x_3 \geqslant 6\,000$

Producţia de Cu : $0{,}01\ x_1 + 0{,}008\ x_2 + 0{,}002\ x_3 \geqslant 7\,400$,

iar cheltuielile totale de producţie sînt :

$$C = 300\ x_1 + 130\ x_2 + 150\ x_3.$$

Pentru simplificarea calculelor, înmulţim cele patru inecuaţii respectiv cu 5 000, 100, 500 şi 500, iar în membrul II vom neglija factorul 10^6.

Cu aceste modificări, inegalităţile (9) se transformă în următoarele egalităţi prin scă-

derea variabilelor x_4, x_5, x_6 și x_7:

$$\begin{aligned} 8x_1 + 2x_2 + 5x_3 - x_4 &= 5 \\ 4x_1 + x_3 - x_5 &= 1{,}5 \\ 4x_1 + 5x_3 - x_6 &= 3 \\ 5x_1 + 4x_2 + x_3 - x_7 &= 3{,}7. \end{aligned} \quad (10)$$

Determinarea soluției optime

Prin adăugarea variabilelor fictive x_8, x_9, x_{10} și x_{11}, acestea determină o soluție de bază, iar sistemul (10) devine:

$$\begin{aligned} 8x_1 + 2x_2 + 5x_3 - x_4 + x_8 &= 5 \\ 4x_1 + x_3 - x_5 + x_9 &= 1{,}5 \\ 4x_1 + 5x_3 - x_6 + x_{10} &= 3 \\ 5x_1 + 4x_2 + x_3 - x_7 + x_{11} &= 3{,}7. \end{aligned} \quad (11)$$

Pentru ca sistemele (10) și (11) să fie echivalente, este necesar ca variabilele x_8, x_9, x_{10} și x_{11} să nu apară în soluția finală (optimă), de aceea vom presupune că aceste variabile repre-

Tabela 5

m_i / c_i / θ_i	Preț cost p_i	→ Mina	p_j Producția m_i	P e_8	P e_9	P e_{10}	P e_{11}	300 E_1	130 E_2	150 E_3	0 e_4	0 e_5	0 e_6	0 e_7
								c_j						
Tabloul inițial														
0,625	P	e_8	5	1				8	2	5	−1			
0,375	P ←	e_9	1,5		1			4*		1		−1		
0,750	P	e_{10}	3			1		4		5			−1	
0,740	P	e_{11}	3,7				1	5	4	1				−1
$C = \Sigma p_i m_i = 13{,}2$ P				$\Sigma p_i c_i - p_j =$				**21 P −300**	6 P −130	12 P −150	−P	−P	−P	−P
Iterația I														
0,666	P	e_8	2	1	−2			1	2	3	−1	2		
1,5	300→	E_1	0,375		0,25					0,25		−0,25		
0,375	P ←	e_{10}	1,5		−1	1				4*		1	−1	
	P	e_{11}	1,825		−1,25		1		4	−0,25		1,25		−1
$C = \Sigma p_i m_i =$ 5,255 P + 112,5				$\Sigma p_i c_i - p_j =$				−	6 P −130	**6,75 P −75**	−P	4,25 P −75	−P	−P
Iterația II														
0,4375	P ←	e_8	0,875	$^1/_2 \cdot 1$	−1,25	−0,75		1	2*		−1	1,25	0,75	
∞	300	E_1	0,28125		0,3125	−0,0625						−0,3125	0,0625	
∞	150→	E_3	0,375		−0,25	0,25				1		0,25	−0,25	
0,48	P	e_{11}	1,91875		−1,3125	0,0625	1		4			1,3125	−0,0625	−1
$C = \Sigma p_i m_i =$ 2,79375 P + 140,625				$\Sigma p_i c_i - p_j =$				−	**6 P− −130**	−	−P	2,56 P −56,25	0,6875 P −18,75	−P
Iterația III														
	130→	E_2	0,4375	0,5	0,625	−0,375		1	1		0,5	0,625	0,375	
∞	300	E_1	0,28125		0,3125	−0,0625						−0,3125	0,0625	
∞	150	E_3	0,375		−0,25	0,25				1		0,25	−0,25	
0,084	P ←	e_{11}	0,16875	−2	1,1875	1,5625	1				2*	−1,1875	−1,5625	−1
$C = \Sigma p_i m_i =$ 0,16876 P + 197,5				$\Sigma p_i c_i - p_j =$				−	−	−	**2 P −65**	−1,19 P +25	−1,56P +30	−P
Iterația IV (soluția optimă)														
	130	E_2	0,4797		−0,33	0,0156	0,25		1			0,33	−0,0156	−0,25
	300	E_1	0,28125		0,3125	−0,0625		1				−0,3125	0,0625	
	150	E_3	0,375		−0,25	0,25	1			1		0,25	−0,25	
	0→	e_4	0,084375	−1	0,59	0,78125	0,5				1	−0,59	−0,78125	−0,5
$C = \Sigma p_i m_i = 202{,}986$				$\Sigma p_i c_i - p_j =$				−	−	−	−	−13,59	−20,78	−32,5

zintă producţia pe exploatările fictive la care preţul de cost P este oricît de mare.

Cu această ipoteză, funcţia de eficienţă (cheltuielile totale de producţie) devine:

$$C = 300\,x_1 + 130\,x_2 + 150\,x_3 + \\ + P(x_8 + x_9 + x_{10} + x_{11}). \qquad (12)$$

Determinarea soluţiei optime

În tabela 5 se prezintă soluţia de bază cît şi îmbunătăţirea succesivă a acesteia pînă la obţinerea soluţiei optime. Procedeul de îmbunătăţire a soluţiei de bază, în cazul cînd se cere determinarea valorii minime a funcţiei de eficienţă, este similar cu cel descris în cazul cînd se cere maximul acestei funcţii, cu deosebirea că în bază se introduce acel vector pentru care diferenţa $\Sigma p_i c_i - p_j$ este pozitivă şi are cea mai mare valoare, iar soluţia este optimă cînd toate aceste diferenţe sînt negative sau nule.

Interpretarea rezultatelor obţinute

După a IV-a iteraţie toate diferenţele $\Sigma p_i c_i - p_j$ sînt negative, deci soluţia obţinută este optimă şi ea prevede planificarea următoarelor cantităţi de minereu pe exploatări:

Exploatarea E_1 : x_1 =
= 281 250 t/an ($\cong$ 280 000 t/an)

Exploatarea E_2 : x_2 =
= 479 700 t/an ($\cong$ 480 000 t/an)

Exploatarea E_3 : x_3 = 375 000 t/an.

Acest program de exploatare asigură obţinerea următoarelor cantităţi de metale:

Au : 1 017 kg/an $\left(x_4 = \right.$
$\left. = 84\,375;\ 1\,000 + \frac{84\,375}{5\,000} = 1\,016{,}88\right)$

Pb : 15 000 t/an ($x_5 = 0$)

Zn : 6 000 t/an ($x_6 = 0$)

Cu : 7 400 t/an ($x_7 = 0$),

iar cheltuielile de producţie sînt minime şi anume egale cu circa 203 mil. lei/an (202 986 mii lei/an).

Concluzii

1. Unul din factorii importanţi care contribuie la punerea pe baze ştiinţifice a producţiei în industria minieră, la mărirea eficienţei economice a acesteia este extinderea pe scară largă a metodelor matematice de optimizare a producţiei.

2. Metodele matematice de programare liniară au un cîmp larg de aplicaţie în minierit; ele permit analizarea în timp scurt a mai multor variante de planificare a producţiei cît şi obţinerea variantei optime.

3. Optimizarea producţiei se poate face atît la nivelul unei centrale industriale cît şi în ansamblu pe ramură.

4. La fixarea criteriilor pentru planificarea optimă a producţiei miniere, trebuie să se aibă în vedere valorificarea raţională a bogăţiilor subsolului, cu o eficienţă economică maximă.

BIBLIOGRAFIE

[1] Ionescu, H., Mirescu, P., Nădejde, I. *Programarea liniară*. Ed. ştiinţifică, Bucureşti, 1964.

UN MODEL MATEMATIC AL PROCESULUI FLOTAȚIEI ÎN MAȘINI MULTICELULARE

Prof. dr. docent I. HUBER PANU

Rezolvarea multor probleme puse de practică în domeniul flotației, cum sînt cele privitoare la stabilirea și dimensionarea circuitelor de flotație și la controlul și reglarea procesului, se fac în prezent prin metode bazate pe încercări experimentale laborioase și costisitoare care nu conduc, în majoritatea cazurilor, la soluții optime, deoarece nu se dispune de instrumentul matematic care să permită găsirea acestor soluții.

Se simte tot mai mult necesitatea unor relații matematice care să exprime rezultatele flotației în funcție de parametrii de care depinde desfășurarea procesului în celulele instalațiilor de flotație. Aceasta cu atît mai mult cu cît determinarea cantitativă a influenței diferiților parametri asupra procesului flotației, dar mai ales optimizarea procesului, sînt probleme de un interes deosebit.

Datorită faptului că flotația este un proces foarte complex, depinzînd de numeroși factori de naturi diferite care se influențează reciproc, nu se poate cuprinde acțiunea tuturor acestor factori în formule simple. În afară de aceasta, folosirea unor formule în care ar interveni un număr foarte mare de parametri, care ar trebui determinați experimental, ar îngreuia mult rezolvarea problemelor.

La soluționarea acestor probleme folosirea ecuațiilor privitoare la cinetica flotație nu se poate face direct deoarece aceste ecuații exprimă desfășurarea procesului flotației în funcție de timp și corespund unui proces discontinuu, pe cînd flotațiile industriale se realizează în flux continuu. Cu toate acestea, ecuațiile cineticii flotației pot fi folosite, în problemele privind flotațiile industriale, pentru determinarea unor parametri care intervin deopotrivă în desfășurarea procesului, indiferent dacă el are loc în flux continuu sau discontinuu.

Trebuie să se țină seama că procesul continuu care are loc în mașinile multicelulare ale instalațiilor industriale de flotație are caractere proprii prin care se diferențiază esențial de alte procese industriale care se desfășoară, de asemenea, în flux continuu.

Pentru rezolvarea unui număr restrîns de probleme privitoare la flotația în mașini multicelulare, s-a folosit [1, 2] relația :

$$m = 1 - (1 + K\tau)^{-n}, \qquad (1)$$

care exprimă extracția m de substanță utilă în funcție de numărul n de celule de flotație funcționînd în serie, de durata medie τ de trecere a tulburelii într-o celulă și de o constantă K. Așa cum se va arăta, această relație are o valabilitate limitată de îndeplinire a mai multor condiții care adesea nu au loc.

În cele ce urmează se stabilesc relații, cu un domeniu larg de valabilitate, care exprimă desfășurarea procesului flotației în mașini multicelulare funcționînd în flux continuu.

Vom studia funcționarea în regim staționar, căci acest regim corespunde condițiilor normale de funcționare a instalațiilor de flotație industriale. El se realizează atunci cînd nu au loc variații apreciabile în ceea ce privește cantitatea și calitatea tulburelii de alimentare a mașinii de flotație și cînd nu intervin nici variații în timp în funcționarea celulelor.

Pentru stabilirea relațiilor se vor lua în considerare factorii principali care influențează procesul flotației și care pot fi cuprinși în trei grupe :

— factorii condiționați de minereu, reactivii de flotație folosiți și de procesele ce preced flotația propriu-zisă (sfărîmare, măcinare, clasare etc.) ;

— factorii condiționați de caracteristicile constructive și funcționale ale mașinii de flotație, adică factorii hidrodinamici și cei determinanți pentru aerația tulburelii ;

— factorii care caracterizează în mod exclusiv funcționarea mașinilor de flotație multicelulare în flux continuu și regim staționar. Aceștia sînt : concentrația medie de substanță utilă în fiecare celulă, debitul de tulbureală care parcurge fiecare celulă, respectiv timpul de trecere mediu în fiecare celulă, și cantitatea de concentrat evacuată de fiecare celulă.

Parametrii aparținînd primelor două grupe au aceleași valori atît la funcționarea discontinuă cît și la cea continuă ; de aceea pentru determinarea lor pot fi folosite ecuațiile cineticii flotației și rezultatele încercărilor în flux discontinuu. Determinarea parametrilor aparținînd celei de-a treia grupe reclamă însă executarea de cercetări în flux continuu.

Pentru condiții normale de funcționare a instalațiilor de flotație industriale, cînd nu au loc variații apreciabile în ceea ce privește cantitatea și calitatea tulburelii de alimentare a mașinii de flotație, se poate presupune că regimul de funcționare este staționar.

Vom presupune la început că materialul prelucrat este monodispers sau că luăm în considerare numai o clasă granulometrică a unui material polidispers.

Fie z_{i-1} și z_i numărul de particule de substanță utilă flotabile care se găsesc în unitatea de volum a tulburelii de alimentare, respectiv de evacuare a celulei i. Concentrația medie în celula i este cuprinsă între valorile z_{i-1} și z_i, putînd fi exprimată prin

$$f_i z_i + (1 - f_i) z_{i-1},$$

unde $0 < f_i < 1$.

În continuare notăm cu:

Q_i — debitul de tulbureală care iese din celula i și intră în celula $i + 1$,

V_i — volumul de tulbureală care se găsește în celula i sub coloana de spumă de la suprafața acestei celule,

N_i — numărul de bule de aer ce se găsesc în tulbureala aerată din celula i.

Flotația necesitînd ciocnirea dintre particulele de substanță utilă și bulele de aer putem scrie că numărul de particule flotate în unitatea de timp, într-o celulă i, este proporțional cu produsul dintre numărul de bule de aer și numărul de particule de substanță utilă existente în celula i, adică:

$$z_{i-1} Q_{i-1} - z_i Q_i = k_i \varphi_i N_i V_i \, [f_i z_i + (1 - f_i) z_{i-1}]. \quad (2)$$

în care k_i este o constantă depinzînd de probabilitatea producerii ciocnirii dintre particulele minerale și bulele de aer în unitatea de timp, iar φ_i este raportul dintre numărul de ciocniri care au ca rezultat producerea adeziunii particulelor la bulele de aer și menținerea acestei adeziuni pînă ce colectarea concentratului a avut loc și numărul total de ciocniri dintre particulele minerale și bulele de aer. Valoarea lui φ_i depinde, în primul rînd, de proprietățile superficiale ale particulelor minerale în condițiile create de acțiunea reactivilor folosiți.

Observînd că durata τ_i de trecere a tulburelii în celula i este:

$$\tau_i = \frac{V_i}{Q_{i-1}} \quad (3)$$

și făcînd notațiile:

$$r_i = \frac{Q_{i-1}}{Q_i}. \quad (4)$$

$$\alpha_j = k_i N_j (1 - f_i) \tau_i \qquad \beta_i = k_i N_i f_i r_i \tau_i \quad (5)$$

din relația (2) se deduce succesiv:

$$\frac{z_i Q_i}{z_{i-1} Q_{i-1}} = \frac{1 - \alpha_i \varphi_i}{1 + \beta_i \varphi_i}$$

și

$$\frac{z_n Q_n}{z_0 Q_0} = \prod_{i=1}^{n} \frac{1 - \alpha_i \varphi_i}{1 + \beta_i \varphi_i}$$

unde z_0 și z_n sînt numărul de particule de substanță utilă flotabile care se găsesc în unitatea de volum a tulburelii de alimentare a primei celule, respectiv în unitatea de volum a tulburelii de evacuare a celulei n, iar Q_0 și Q_n debitele de tulbureală respective.

Extracția de substanță utilă m realizată în n celule consecutive este:

$$m = \frac{z_0 Q_0 - z_n Q_n}{z_1' Q_0}.$$

S-a luat în considerare faptul că o parte din substanța utilă se poate găsi sub formă de particule neflotabile din diferite cauze (dezasociere insuficientă, suprafață alterată etc.), considerînd că numărul z_0 de particule de substanță utilă flotabile care se găsesc în materialul de alimentare al primei celule reprezintă numai o parte din numărul total z_0' de particule de substanță utilă care corespund conținutului de) substanță utilă a minereului. Făcînd notația:

$$\psi = \frac{z_0}{z_0'}, \quad (6)$$

din relația precedentă rezultă:

$$m = \psi \left[1 - \prod_{i=1}^{n} \frac{1 - \alpha_i \varphi_i}{1 + \beta_i \varphi_i} \right], \quad (7)$$

Această relație exprimă extracția de substanță utilă m realizată în n celule ținînd seama că parametrii k_i, N_i, f_i, r_i, τ_i și φ_i pot avea valori diferite la fiecare din cele n celule de flotație.

Valorile lui φ_i depind de probabilitatea realizării favorabile a fenomenelor care se succed după producerea ciocnirii între particula minerală și bula de aer pînă în momentul cînd a avut loc colectarea concentratului produs de mașina de flotație. În ordinea succesiunii lor, aceste fenomene sînt adeziunea particulei la bulă și menținerea acestei adeziuni atît în masa de tulbureală aerată cît și în coloana de spumă. Din analiza acestor fenomene se deduce că producerea lor și totodată valorile lui φ_i depind de proprietățile superficiale ale fiecărei particule de substanță utilă. Aceste proprietăți superficiale nu pot fi, în foarte multe cazuri, considerate identice, datorită neomogenității suprafeței chiar a particulelor de aceeași specie minerală și de aceeași mărime. Chiar dacă prin măcinare se realizează o dezasociere completă a

diferitelor minerale, suprafețele grăunților aceluiași mineral nu au proprietăți superficiale identice căci la măcinare separarea grăunților nu se face exact după planurile de clivaj, astfel că, în diferite părți ale suprafeței grăunților, particulele constitutive ale rețelei cristaline sînt situate în grupări diferite. Numeroasele microdefecte din rețeaua cristalină, existența unor fisuri de diferite forme și mărimi pe suprafețele particulelor, prezența de impurități pe aceste suprafețe, precum și gradul diferit de alterare reprezintă alte neomogenități ale suprafețelor grăunților minerali.

Toate aceste neomogenități influențează mult gradul de udare și procesul de fixare al reactivilor la suprafața particulelor și ca urmare fac ca energia de adeziune a mineralului la bulele de aer, timpul de inducție și ceilalți factori hotărîtori pentru producerea fenomenelor de care depinde φ_i să nu aibă adesea aceeași valoare pentru toate particulele aceluiași mineral, chiar dacă ele sînt de aceeași mărime.

De aceea s-a presupus cazul general cînd valorile lui φ_i corespunzătoare diferitelor particule de substanță utilă existente în materialul de alimentare al flotației (respectiv într-o clasă granulometrică, dacă materialul este polidispers) sînt cuprinse între 0 și o valoare oarecare φ_z după o distribuție continuă exprimată printr-o funcție de frecvență $f(\varphi)$. Dacă z_0 este numărul acestor particule vom avea:

$$z_0 = \int_0^{\varphi_z} f(\varphi)\, d\varphi.$$

Extracția m_φ, realizată în n celule, corespunzătoare numai particulelor de substanță utilă care au aceeași flotabilitate, adică care au aceeași valoare a lui φ, este dată de relația (7) în care se înlocuiește φ_i cu valoarea φ.

Extracția m de substanță utilă, realizată în n celule, corespunzătoare întregului material tratat, respectiv unei clase granulometrice a lui în cazul cînd materialul este polidispers, este:

$$m = \frac{1}{z_0} \int_0^{\varphi_z} m_\varphi f(\varphi)\, d\varphi$$

sau

$$m = \frac{\psi}{z_0} \int_0^{\varphi_z} \left(1 - \prod_{i=1}^{n} \frac{1 - \alpha_i \varphi}{1 + \beta_i \varphi}\right) f(\varphi)\, d\varphi. \quad (8)$$

Relația precedentă are, ca și relația (7), un caracter general. Ea permite să se deducă extracția de substanță utilă corespunzătoare funcției de frecvență $f(\varphi)$ și valorilor tuturor parametrilor de care depinde desfășurarea flotației în fiecare celulă.

Dintre acești parametri f_i, τ_i și r_i sînt caracteristici exclusiv funcționării în flux continuu, spre deosebire de parametrii ψ, φ, k_i, N_i care depind de minereu, reactivii de flotație, mașina de flotație, condițiile hidrodinamice și de aerație ale tulburelii, dar sînt independenți de felul continuu sau discontinuu al funcționării. Trebuie remarcat că parametrii k_i depind de mai mulți factori caracteristici minereului și mașinii de flotație, așa cum rezultă din expresia:

$$k_i = \frac{\Pi k_e}{4V} (x + D)^2 \sqrt{u_x^2 + u_D^2},$$

stabilită de autorul acestei lucrări [3] pe cale teoretică. Se vede că valoarea parametrilor k_i depinde de diametrul x al particulei minerale, diametrul mediu D al bulelor de aer, viteza medie u_x a particulei, viteza medie u_D a bulelor de aer și de un factor k_e dependent de condițiile hidrodinamice existente în volumul V de tulbureală din celulă.

Utilizarea relațiilor (7) și (8) poate fi înlesnită dacă se observă că celulele fiind presupuse identice [și condițiile de aerație și agitație ale tulburelii aceleași, mărimile k_i, N_i, f_i și V_i pot fi considerate că au aceleași valori k, N, f și V la toate celulele.

În ceea ce privește felul variației parametrilor r_i și τ_i de la celulă la celulă, cunoștințele actuale sînt insuficiente și sînt de dorit cercetări experimentale sistematice în această privință. Se poate considera însă că micșorarea debitului volumetric de tulbureală Q, ca urmare a spumei care se evacuează la fiecare celulă, se datorește în cea mai mare parte apei evacuate și în mai mică măsură fazei solide, aceasta avînd de obicei un volum foarte redus. Pe de altă parte, debitul de aer intrat într-o celulă și dispersia aerului fiind aceleași în toate celulele, extracția de apă în spumă variază foarte puțin de la celulă la celulă, datorită debitului de tulbureală care este diferit. De aceea, în stadiul actual al cunoștințelor, se poate admite că în concentratul separat, extracția de apă și de fază solidă, socotită în volum și raportată la debitul de tulbureală, este aceeași la toate celulele considerînd că raportul $r_i = \frac{Q_{i-1}}{Q_i}$ are aceeași valoare r la toate celulelele. În acest caz din relațiile (3) și (4) rezultă:

$$\tau_i = r\ \tau_{i-1}$$

din care se deduce:

$$\tau_i = r^{i-1}\ \tau, \quad (9)$$

în care τ este durata medie de trecere a tulburelii prin prima celulă.

Pe baza acestor considerații, notațiile (5) se pot scrie:

$$\alpha_i = kN\,(1 - f)\, r^{i-1}\, \tau, \qquad \beta_i = kNfr^i\tau \quad (10)$$

care sînt expresiile coeficienților α_i și β_i din relațiile (7) și (8) în ipotezele făcute.

Se observă că o parte din parametrii cuprinși în relațiile (7) și (8) figurează și în ecuațiile cineticii flotației. Astfel dacă se consideră cazul cînd φ are aceeași valoare pentru toate particulele de substanță utilă, ecuația cineticii flotației este [4]:

$$m = \psi (1 - e^{-Kt}) \tag{11}$$

în care t este timpul de flotație și K o constantă exprimată prin:

$$K = kN\varphi. \tag{12}$$

În aceeași ipoteză (φ = const), ținînd seama de (10) și (12) și făcînd notațiile:

$$a_i = (1 - f) r^{i-1} \tau \qquad b_i = f r^i \tau \tag{13}$$

relația generală (7) se poate scrie:

$$m = \psi \left(1 - \prod_{i=1}^{n} \frac{1 - a_i K}{1 + b_i K}\right) \tag{14}$$

în care constantele ψ și K sînt aceleași cu cele care intervin în ecuația (11).

Din relația (9) se deduce că durata medie t de flotație în n celule este:

$$t = \sum_{i=1}^{n} \tau_i = \tau \frac{r^n - 1}{r - 1}. \tag{15}$$

Dacă se consideră cazul cînd numărul n de celule tinde către infinit, f și r tind către 1. Ca urmare, ecuația precedentă devine $t = n\tau$, iar din ecuațiile (13) rezultă $a_i = 0$ și $b_i = \tau$.

Făcînd înlocuirile, relația (14) devine:

$$m = \psi[1 - (1 + K\tau)^{-n}]$$

și ținînd seama că:

$$\lim_{n=\infty} \left(1 + \frac{Kt}{n}\right)^{-n} = e^{-Kt},$$

se deduce că relația (14), în cazul cînd n tinde către infinit, se transformă în relația (11).

Aceasta înseamnă că, la o aceeași durată de flotație, rezultatele ce se obțin într-o mașină de flotație multicelulară, funcționînd în flux continuu, sînt identice cu cele ce se obțin în proces discontinuu numai dacă durata de flotație considerată se realizează folosind un număr infinit de celule.

Din relația (14) se mai deduce că în cazul unei singure celule, funcționînd în flux continuu, extracția m_1 de substanță utilă realizată este:

$$m_1 = \psi \frac{[fr + (1 - f)]\tau K}{1 + fr\tau K}. \tag{16}$$

Considerînd acum cazul cînd φ are valori diferite la diferitele particule de substanță utilă, se poate folosi ecuația cineticii flotației:

$$m = \psi \left[1 - \frac{1}{K_z t}(1 - e^{-K_z t})\right] \tag{17}$$

care a fost stabilită de autorul acestei lucrări [5] considerînd că frecvența mărimii se menține constantă între 0 și o valoare oarecare φ_z. Constanta K_z din ecuația precedentă se exprimă prin:

$$K_z = kN\varphi_z. \tag{18}$$

Făcînd pentru funcția de frecvență $f(\varphi)$, cuprinsă în relația (8), aceeași ipoteză ca și la stabilirea relației (17) din relația (8) se deduce:

$$m = \psi \left[1 - \frac{1}{\varphi_z} \int_0^{\varphi_z} \prod_{i=1}^{n} \frac{1 - \alpha_i \varphi}{1 + \beta_i \varphi}\, d\varphi\right]. \tag{19}$$

Produsul care figurează sub integrala din ecuația precedentă se poate pune sub forma:

$$\frac{\prod_{h=1}^{n} (1 - \alpha_h \varphi)}{\prod_{i=1}^{n} (1 + \beta_i \varphi)} = A + \sum_{i=1}^{n} \frac{B_i}{1 + \beta_i \varphi}, \tag{20}$$

unde $A, B_1 \ldots B_i \ldots B_n$ sînt $n + 1$ constante. Din relația precedentă se poate deduce identitatea:

$$\begin{aligned} \prod_{h=1}^{n} (1 - \alpha_h \varphi) &= A \prod_{i=1}^{n} (1 + \beta_i \varphi) + \\ &+ \sum_{i=1}^{n} B_i (1 + \beta_i \varphi) \ldots (1 + \beta_{i-1} \varphi) \\ &\cdot (1 + \beta_{i+1} \varphi) \ldots (1 + \beta_n \varphi). \end{aligned} \tag{21}$$

Din identificarea coeficienților termenilor de gradul zero rezultă:

$$A = 1 - \prod_{i=1}^{n} B_i. \tag{22}$$

Făcînd în identitatea (21) succesiv: $\varphi = -\frac{1}{\beta_1}$, $\varphi = -\frac{1}{\beta_2} \ldots \varphi = -\frac{1}{\beta_k} \ldots \varphi = -\frac{1}{\beta_n}$ obținem:

$$B_1 = \frac{\prod_{h=1}^{n} \left(1 + \frac{\alpha_h}{\beta_1}\right)}{\left(1 - \frac{\beta_2}{\beta_1}\right)\left(1 - \frac{\beta_3}{\beta_1}\right) \cdots \left(1 - \frac{\beta_k}{\beta_1}\right) \cdots \left(1 - \frac{\beta_n}{\beta_1}\right)}$$

$$B_2 = \frac{\prod_{h=1}^{n} \left(1 + \frac{\alpha_h}{\beta_2}\right)}{\left(1 - \frac{\beta_1}{\beta_2}\right)\left(1 - \frac{\beta_3}{\beta_2}\right) \cdots \left(1 - \frac{\beta_k}{\beta_2}\right) \cdots \left(1 - \frac{\beta_n}{\beta_2}\right)}$$

. . . . . .

$$B_k = \frac{\prod_{h=1}^{n}\left(1+\frac{\alpha_h}{\beta_k}\right)}{\left(1-\frac{\beta_1}{\beta_k}\right)\left(1-\frac{\beta_2}{\beta_k}\right)\cdots\left(1-\frac{\beta_{k-1}}{\beta_k}\right)\left(1-\frac{\beta_{k+1}}{\beta_k}\right)\cdots\left(1-\frac{\beta_n}{\beta_k}\right)}$$

. . . . . .

$$B_n = \frac{\prod_{h=1}^{n}\left(1+\frac{\alpha_h}{\beta_n}\right)}{\left(1-\frac{\beta_1}{\beta_n}\right)\left(1-\frac{\beta_2}{\beta_n}\right)\cdots\left(1-\frac{\beta_k}{\beta_n}\right)\cdots\left(1-\frac{\beta_{n-1}}{\beta_n}\right)}$$

Ţinînd seama de (20) relaţia (19) devine:

$$m = \psi\left[1 - \frac{A}{\varphi_z}\int_0^{\varphi_z} d\varphi - \frac{1}{\varphi_z}\sum_{i=1}^{n}\int_0^{\varphi_z}\frac{B_i}{1+\beta_i\varphi}\,d\varphi\right].$$

Efectuînd integrarea şi ţinînd seama de (22) se obţine:

$$m = \psi\sum_{i=1}^{n} B_i\left[1 - \frac{\ln(1+\beta_i\varphi_z)}{\beta_i\varphi_z}\right]. \qquad (23)$$

Observînd că din (10) şi (13) se deduce:

$$\beta_i\varphi_z = b_i K_z \text{ şi } \frac{\alpha_h}{\beta_i} = \frac{a_h}{b_h}$$

rezultă că relaţia (23) se poate scrie:

$$m = \psi\sum_{i=1}^{n} B_i\left[1 - \frac{\ln(1+b_iK_z)}{b_iK_z}\right] \qquad (24)$$

în care B_i sînt constante date de relaţiile:

$$B_1 = \frac{\prod_{h=1}^{n}\left(1+\frac{a_h}{b_1}\right)}{\left(1-\frac{b_2}{b_1}\right)\left(1-\frac{b_3}{b_1}\right)\cdots\left(1-\frac{b_k}{b_1}\right)\cdots\left(1-\frac{b_n}{b_1}\right)}$$

$$B_2 = \frac{\prod_{h=1}^{n}\left(1+\frac{a_h}{b_2}\right)}{\left(1-\frac{b_1}{b_2}\right)\left(1-\frac{b_3}{b_2}\right)\cdots\left(1+\frac{b_k}{b_2}\right)\cdots\left(1-\frac{b_n}{b_2}\right)}$$

. . . . . .

$$B_K = \frac{\prod_{h=1}^{n}\left(1+\frac{a_h}{b_K}\right)}{\left(1-\frac{b_1}{b_K}\right)\left(1-\frac{b_2}{b_K}\right)\cdots\left(1-\frac{b_{K-1}}{b_K}\right)\left(1-\frac{b_{K+1}}{b_K}\right)\cdots\left(1-\frac{b_n}{b_K}\right)}$$

. . . . . .

$$B_n = \frac{\prod_{h=1}^{n}\left(1+\frac{a_h}{b_n}\right)}{\left(1-\frac{b_1}{b_n}\right)\left(1-\frac{b_2}{b_n}\right)\cdots\left(1-\frac{b_K}{b_n}\right)\cdots\left(1-\frac{b_{n-1}}{b_n}\right)}. \qquad (25)$$

Dacă se consideră — şi de data aceasta — cazul cînd numărul n de celule tinde către infinit şi dacă se ţine seama că în acest caz f şi r tind către 1 şi ca urmare relaţia (15) devine $t = n\tau$, iar din ecuaţiile (10) rezultă $\alpha_i = 0$ şi $\beta_i = kN\tau$, relaţia (19) devine:

$$m = \psi\left(1 - \frac{1}{\varphi_z}\int_0^{\varphi_z}\frac{d\varphi}{(1+kN\tau\varphi)^n}\right).$$

Efectuînd integrarea obţinem:

$$m = \psi\left[1 - \frac{n}{kN\varphi_z t\,(n-1)}\left(1 - \frac{1}{\left(1+\frac{kN\varphi_z t}{n}\right)^{n-1}}\right)\right]$$

Dacă ţinem seama de notaţia (18), la limita cînd n tinde către infinit, relaţia precedentă devine:

$$m = \psi\left[1 - \lim_{n=\infty}\frac{n}{K_z t\,(n-1)}\left(1 - \frac{1}{\left(1+\frac{K_z t}{n}\right)^{n-1}}\right)\right]$$

de unde rezultă:

$$m = \psi\left[1 - \frac{1}{K_z t}(1 - e^{-K_z t})\right]$$

adică tocmai relaţia (17).

Prin urmare din relaţia (19), respectiv (24), se deduce relaţia (17), adică relaţia care exprimă flotaţia discontinuă corespunzătoare flotaţiei continue, exprimată de relaţia (20).

Totodată se observă, ca şi în cazul ecuaţiilor (14) şi (11), că la o aceeaşi durată de flotaţie rezultatele ce se obţin într-o maşină de flotaţie multicelulară funcţionînd în flux continuu sînt identice cu cele ce se obţin la flotaţia discontinuă numai dacă durata de flotaţie considerată se realizează folosind un număr infinit de celule.

Folosind fie relaţiile (14) şi (11), fie relaţiile (24) şi (17) se poate arăta că cu cît durata de flotaţie considerată se realizează într-un număr mai mic de celule în serie, cu atît extracţia de substanţă utilă obţinută în flux continuu este mai mică decît aceea care se obţine la flotaţia discontinuă la aceeaşi durată de flotaţie, celelalte condiţii de flotaţie fiind aceleaşi.

Se vede dar corespondenţa care există între ecuaţiile stabilite mai sus pentru flotaţia, în flux continuu şi ecuaţiile cineticii flotaţiei, corespunzătoare aceloraşi ipoteze.

Din relaţia (24) făcînd $n = 1$ se deduce extracţia m_1, realizată într-o singură celulă:

$$m_1 = \psi B_1\left[1 - \frac{\ln(1+b_1K_z)}{b_1K_z}\right]. \qquad (26)$$

Făcînd în (25) $n = 1$ şi observînd că în acest caz b_2, b_3... b_n au valoarea zero se deduce:

$$B_1 = 1 + \frac{a_1}{b_1}$$

unde a_1 şi b_1 au valorile:

$$a_1 = (1-f)\tau \qquad b_1 = fr\tau.$$

Făcînd înlocuirile în relaţia (26) se obţine:

$$m_1 = \psi\left[1 + \frac{1-f}{fr}\left[\left[1 - \frac{\ln(1 + fr\tau K_z)}{fr\tau K_z}\right]\right.\right. \quad (27)$$

care este extracţia de substanţă utilă realizată într-o singură celulă funcţionînd în flux continuu.

Mai mulţi autori [1, 6], bazîndu-se pe puternica acţiune de amestecare pe care o exercită rotoarele maşinilor de flotaţie, consideră că concentraţia medie a tulburelii din interiorul fiecărei celule de flotaţie este egală cu concentraţia medie a tulburelii evacuate din celula respectivă. În cazurile cînd se constată acest lucru sau se admite această ipoteză, în ecuaţiile stabilite mai sus se face $f = 1$ pentru a se găsi acelea care reprezintă procesul în diferitele condiţii ale acestor cazuri.

Astfel, în această ipoteză şi în cazul considerat mai sus, cînd frecvenţa variabilei φ se menţine constantă între 0 şi φ_z, extracţia de substanţă utilă ce se obţine cu n celule este dată de relaţia (24) ale cărei constante se obţin făcîndu-se $f = 1$:

$$a_i = 0 \qquad b_i = r^i\tau$$

$$B_1 = \frac{1}{(1-r)(1-r^2)\ldots(1-r^{n-1})}$$

. . . . . .

$$B_k = \frac{1}{\left(1-\frac{1}{r^{k-1}}\right)\left(1-\frac{1}{r^{k-2}}\right)\cdots\left(1-\frac{1}{r}\right)(1-r)\ldots(1-r^{n-k})}$$

. . . . . .

$$B_n = \frac{1}{\left(1-\frac{1}{r}\right)\left(1-\frac{1}{r^2}\right)\cdots\left(1-\frac{1}{r^{n-1}}\right)}. \quad (28)$$

În aceeaşi ipoteză, extracţia de substanţă utilă m_1, realizată într-o singură celulă funcţionînd în flux continuu, este:

$$m_1 = \psi\left[1 - \frac{\ln(1 + r\tau K_z)}{r\tau K_z}\right], \quad (29)$$

dedusă din ecuaţia (27) în care s-a făcut $f = 1$.

În aceeaşi ipoteză, dacă se presupune că φ este acelaşi la toate celulele, din relaţia (14) rezultă că extracţia de substanţă utilă ce se obţine în n celule este dată de relaţia:

$$m = \psi\left[1 - \frac{1}{\prod_{i=1}^{n}(1 + r^i\tau K)}\right]. \quad (30)$$

Relaţia (1) folosită în unele lucrări nu este decît un caz particular al relaţiei generale (7). Ea se poate obţine din relaţia generală (7) dacă se admite $\psi = 1$, $f = 1$ şi se consideră că α_i, β_i şi φ_i au aceleaşi valori la toate celulele.

Relaţia (1) este deci valabilă într-un domeniu foarte restrîns şi anume atunci cînd materialul tratat conţine substanţa utilă în întregime sub formă de particule flotabile, cînd toate aceste particule au aceeaşi flotabilitate, cînd în fiecare celulă tulbureala are un conţinut mediu de substanţă utilă egală cu acela al tulburelii evacuate din celula respectivă, cînd condiţiile de agitaţie şi aeraţie sînt identice în toate celulele şi cînd prin toate celulele trece acelaşi debit de tulbureală, neglijîndu-se prin urmare debitul de concentrat evacuat de celule.

Relaţiile stabilite mai sus pentru extracţia de substanţă utilă presupun că materialul care se flotează este monodispers. În cazul unui material polidispers, extracţia de substanţă utilă m este dată cu o mai mare exactitate de relaţia:

$$m = \frac{1}{100\,\alpha}\sum_{h=1}^{h=q}\alpha_h p_h m_h, \quad (31)$$

în care m_h este extracţia de substanţă utilă corespunzătoare clasei granulometrice h a materialului, exprimată de relaţiile stabilite mai sus. În relaţia precedentă α este conţinutul de substanţă utilă a materialului tratat, în procente, α_h conţinutul de substanţă utilă a clasei granulometrice h, în procente, q numărul de clase granulometrice din care este constituit materialul, p_h raportul dintre greutatea clasei granulometrice h şi greutatea întregului material, în procente.

Ecuaţiile (7) şi (8) au caracter general. Ele ţin seama de parametrii caracteristici flotaţiei în flux continuu în mai multe celule şi anume: concentraţia medie în substanţă utilă în fiecare celulă, micşorarea debitului de tulbureală datorită concentratului ce se separă şi durata medie de trecere a tulburelii în fiecare celulă. Ele ţin, de asemenea, seama de condiţiile de aeraţie şi agitaţie din celulele maşinii precum şi de caracteristicile materialului tratat cum este flotabilitatea diferită a diferitelor particule de substanţă utilă în condiţiile create prin acţiunea reactivilor adăugaţi, existenţa unei părţi din substanţa utilă sub formă de particule neflotabile etc.

Ecuaţia (7) exprimă procesul flotaţiei atunci cînd nu se face nici o ipoteză privind variaţia parametrilor de la celulă la celulă. De aceea folosirea ei reclamă determinarea unui număr mare de date experimentale.

Ecuaţia generală (8) permite să se deducă expresia extracţiei de substanţă utilă oricare ar fi funcţia de frecvenţă care exprimă flotabilitatea diferitelor particule de substanţă utilă şi oricare ar fi variaţiile de la celulă la celulă, a parametrilor care caracterizează procesul.

Ecuaţiile (14) şi (24) au avantajul că toţi coeficienţii pe care îi conţin pot fi determinaţi pe baza datelor experimentale obţinute cu

o singură celulă. Într-adevăr, la amîndouă ecuaţiile, parametrii ψ şi K, respectiv K_z în cazul ecuaţiei (24), se pot determina folosind ecuaţia (11), respectiv ecuaţia (17) şi rezultatele unor încercări în flux discontinuu cu o singură celulă. Întrucît parametrii f, r, τ au aceeaşi valoare la toate celulele, coeficienţii a_i şi b_i nu diferă de la celulă la celulă decît numai prin valoarea lui i, ceea ce face ca toţi aceşti coeficienţi să poată fi determinaţi prin încercări executate cu o singură celulă, funcţionînd în flux continuu şi folosind, după caz, fie relaţia (16), fie relaţia (27).

În cazul cînd f nu se poate determina direct prin probe luate din tulbureala din celulă, el se poate deduce, după caz, fie din relaţia (16), fie din relaţia (27) pe baza valorilor celorlalţi parametri ψ, K (respectiv K_z), r, τ şi m_1 determinaţi experimental cu o singură celulă.

Avînd în vedere că atît consideraţiile teoretice cît şi verificările experimentale au arătat [3] că ecuaţia cineticii flotaţiei (17) are un larg domeniu de valabilitate, este de aşteptat ca şi ecuaţia (24) să prezinte acelaşi caracter. Pentru unele substanţe minerale ecuaţia (14) ar putea să reprezinte cu destulă exactitate procesul. Verificarea valabilităţii uneia sau alteia din relaţiile (14) şi (24) se poate face cu uşurinţă pe cale indirectă, verificînd valabilitatea ecuaţiilor cinetice (11), respectiv (17) în care scop sînt suficiente încercări de flotaţie discontinuă cu o singură celulă. În cazul cînd nici una din aceste relaţii n-ar reprezenta cu destulă exactitate cinetica flotaţiei materialului respectiv, va trebui să se cerceteze care este funcţia de frecvenţă $f(\varphi)$ care corespunde cineticii flotaţiei acelui material şi să se folosească ecuaţia generală (8), ai cărei coeficienţi pot fi determinaţi pe bază de încercări cu o singură celulă.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bogdanov, O. S., Kizevalter, B. V., Hainman, V. I. Tvetnie metalli. **34**, 7, 4—10, 1961.

[2] Arbiter, N., Harris, C. C. *Froth Flotation*, Ed. The American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc., New-York, 215—246, 1962.

[3] Huber Panu I. *Comunicările Academiei R.P.R.* **6**, 1, 115—122, 1956.

[4] Huber Panu I. Revue Roumanie de Métallurgie, Academia R.P.R., **1**, 1, 113—120, 1956.

[5] Huber Panu, I. Freiberger Forschungshefte, A 335, Leipzig, 159—169, 1965.

[6] Gaudin, A. M. *Flotation*, Ed. Mc. Graw-Hill, New-York, 369—370, 1957.

[7] Huber Panu, I. Revue roumaine des sciences techniques Serie de métallurgie, Academia R.P.R., **9**, 1, 3—16, 1964.

NOUTĂȚI ÎN PREPARAREA CĂRBUNILOR (II)

Ing. L. ABRAHAM

Sortarea pneumatică a cărbunilor mărunți a primit un impuls prin aplicarea reglării cu ajutorul izotopilor radioactivi [24]. Principiul este analog cu cel aplicat la mașinile de zețaj hidraulice. Mărimea reglată este densitatea amestecului cărbune-aer în patul de material afînat, în funcție de care se comandă evacuarea produsului greu.

Procedeul e limitat la cărbune 0—10 mm, în care umiditatea de imbibație a clasei —0,5 mm nu depășește 6,5%.

La instalațiile existente, produsul greu (extracția 28—51%, cenușă 20—45%) este respălat în mașini de zețaj. Produsul ușor (10—15% cenușă) se amestecă cu concentratul umed și în felul acesta scutește întreprinderea de aplicarea uscării termice, ceea ce implică o economie importantă.

Importanța flotației în prepararea cărbunilor este în permanentă creștere și participarea șlamului flotat în producția netă a atins în 1964 nivelul arătat în tabela 4. În multe țări creșterea gradului de mecanizare în mină a dus la mărirea conținutului de granulație sub 0,5 mm, iar combaterea prafului cu ajutorul apei a îngreuiat, sau a exclus, aplicarea clasării pneumatice înainte de spălare. Pe de altă parte, exigența consumatorilor de cărbune, în special de cărbune pentru cocs, a crescut. În același timp și legile pentru protecția apelor de suprafață au impus introducerea flotației acolo unde motive economice au cerut acest lucru (S.U.A.).

Toate aceste împrejurări au determinat o creștere mult mai pronunțată a producției de șlam flotat decît creșterea producției de cărbune preparat în general [2, 25]. În România participarea flotației este mai de mult la înălțime, aceasta deoarece umiditatea cărbunilor bruți a împiedicat desprăfuirea prealabilă, iar filtrarea șlamului brut — cu conținutul său ridicat de argilă — nu a fost posibilă.

Flotația este un procedeu costisitor, față de procedeele de sortare gravitaționale. De aceea peste tot se fac eforturi pentru reducerea cheltuielilor de flotație prin:

— economia de reactivi;
— mărirea capacității aparatelor de flotație;
— reducerea consumului de energie electrică;
— raționalizarea circuitului de ape.

Economia de reactivi se realizează prin alegerea reactivilor cei mai eficienți [25]. Astfel, dintre reactivii nepolari rezultate optime se obțin cu tetralină, dintre alcooli cu metilizobutilcarbinol (MIBC). Consumul specific din acesta din urmă este de ordinul a 100 g/t alimentare [26]. Menținerea constantă a alimentării flotației și dozarea constantă a reactivului, cu ajutorul unor pompe de injecție duce, de asemenea, la economii în consumul de reactivi.

Privitor la aparatele de flotație fără agitator, s-au publicat în ultimul timp multe comunicări. Astfel, se menționează rezultatele bune obținute cu celule cu injector, cu sifon de aer, cu cicloane de flotare [27]. Asemenea aparate au suscitat interes în flotarea minereurilor, dar flotarea cărbunilor continuă să fie dominată de aparate cu agitare mecanică [28].

Dintre aparatele cu agitare mecanică s-a răspîndit mult, în ultimul timp, aparatul Wemco-Fagergren, cu rotor în colivie (fig. 1). Aparatul constă dintr-o cuvă fără compartimente *a* în care atîrnă, la anumite intervale, cîte un rotor *b* compus din două inele cu spițe, unite prin bare verticale, protejate de un strat de masă plastică. Rotorul este înconjurat de stator, care

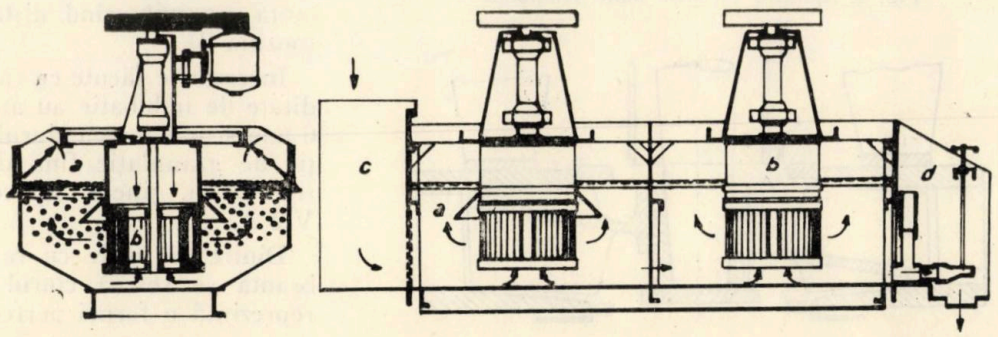


Fig 1. Mașina de flotație Wemco-Fagergren.

constă de asemenea din bare. Deasupra statorului este o cameră de aer, în care accesul aerului se poate regla printr-o diafragmă. Prin învîrtirea rotorului se aspiră de sus aer, de jos tulbureală, producîndu-se un amestec foarte intim între cele două faze.

Alimentarea se face prin compartimentul *c*. Acesta poate servi drept celulă de condiţionare şi atunci este prevăzută cu un rotor fără stator. Evacuarea sterilului se face în majoritate prin ştuţul orizontal, în mică parte prin ştuţul vertical cu furtun de cauciuc deplasabil *d*, cu care se reglează nivelul tulburelii.

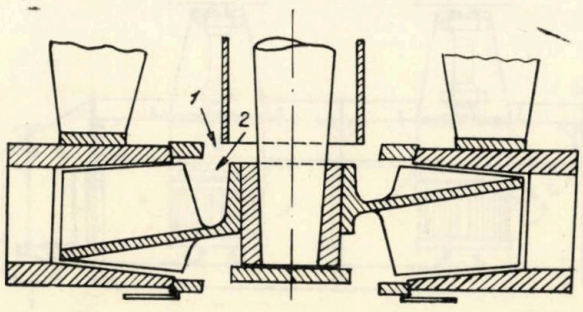
Capacitatea specifică a acestor maşini este de ordinul a 1,5 t/m³h, faţă de 0,5 t/m³h la tipul Minerals Separation şi 1,0 t/m³h la tipul Denver. În unele cazuri s-a atins capacitatea de 2,6 t/m³h, iar în cazul maşinilor cu cuvă de secţiune semicirculară, aplicate la preparaţia Georgetown a Soc. Hanna Coal — S.U.A., 4,9 t/m³h [29].

Un alt tip nou de maşină de flotaţie este înzestrat cu agitator oblic (fig. 2) [28]. Agitatorul aspiră tulbureală, atît din partea de jos, cît şi de sus, prin fanta inelară *1* şi o refulează înspre exterior. Lichidul ce intră de sus aspiră, ca o trompă, aer prin ţeava 2, care înconjoară axa. Datorită mişcării basculante a discului cu nervuri se realizează o amestecare foarte intensă. Ca urmare, se face economie de reactivi şi se măreşte capacitatea specifică a celulelor la circa 1,5 t/m³h. De aici rezultă şi economii de energie electrică.

Flotaţia face parte integrantă din circuitul de apă a unei spălătorii. În multe cazuri dimensionarea insuficientă a flotaţiei constituie o strangulare şi impune funcţionarea acestei secţii mai multe ore peste orele de funcţionare ale spălătoriei, pentru descongestionarea circuitului de ape de prea mult material solid.

Belugon, Daniel şi Don [30] arată că, pe lîngă şlamul provenit din cărbunele brut, se formează mult şlam prin degradare mecanică şi în urma dispersării şistului argilos prin simplul contact cu apă. Spre a reduce formarea şlamului nou prin aceste două fenomene, autorii menţionaţi recomandă reducerea numărului de reciclări şi a timpului de staţionare a apei în circuit. Ca exemplu pentru aplicarea acestor principii, se citează un caz în care apa filtrată din concentratul de flotaţie nu s-a mai reciclat în alimentarea flotaţiei, ci în spălătorie şi, în urma acestei modificări, s-a mărit debitul volumetric şi s-a redus concentraţia alimentării flotaţiei.

Fig. 2. Agitator cu disc oblic Humbodt.



Clasarea

În domeniul clasării volumetrice întîlnim utilaje noi, care au menirea să rezolve următoarele probleme:

— ciuruirea unor debite mari;

— ciuruirea uscată a cărbunilor cu umiditate mai ridicată;

— ciuruirea la dimensiuni mici, legată de desecarea produselor după spălare, sau şi înainte de spălare (deşlamare prealabilă).

Pentru debite mari se menţionează ciururile puternice, cu rezonanţă şi cu ax excentric, care pot fi montate direct sub culbutoare (pot suporta şocurile produse la golirea vagonetelor de 1,5 t) şi pot trata, în funcţie de granulaţie, pînă la 2 000 t/h [31].

Dificultăţile de ciuruire întîmpinate la materiale cu umiditate mijlocie se combat în diferite feluri. Dintre acestea se cunosc mai de mult ciururile încălzite electric. Alte principii care se aplică sînt: desfundarea prin organe anume a deschiderilor ciurului şi transmiterea către ţesături a unor vibraţii superioare, peste vibraţiile ramei ciurului, sau vibrarea numai a ţesăturilor.

Dintre ciururile care lucrează după primul principiu se aminteşte ciurul Skoda cu came rotative, folosit la Preparaţia Coroeşti pentru prelucrare umedă la 25 şi la 10 mm. La acest ciur, sub camele octogonale se găsesc suporturi cu furci, care intră în intervalele dintre came şi le desfundă.

Tot în această categorie intră ciurul Umbra [32]. După cum reiese din figura 3, ciurul este compus din şine prevăzute cu adausuri de distanţare. Şinele sînt fixate alternativ pe două rame, care execută o mişcare circulară decalată una faţă de alta cu 180°. În felul acesta distanţierele „albe" şi „negre" fac o mişcare planetară unele în jurul celorlalte şi curăţă intervalul dintre şine. Deschiderea variază între distanţa minimă *k* dintre două distanţiere neperechi şi distanţa maximă, cînd distanţierele sînt suprapuse (poziţia B).

Încercările făcute cu cărbune brut cu 10% umiditate de îmbibaţie au arătat, la o deschidere de 6 mm şi încărcarea ciurului cu 4 t/m²h, o extracţie de granulaţie fină de 88%. Pentru reducerea uzurii, şinele se confecţionează din oţel V 2 A.

Dintre ciururile cu rama fixă şi ţesătura vibrantă se relevă ciurul Rhewum [33]. Acesta reprezintă o formă perfecţionată a ciurului elec-

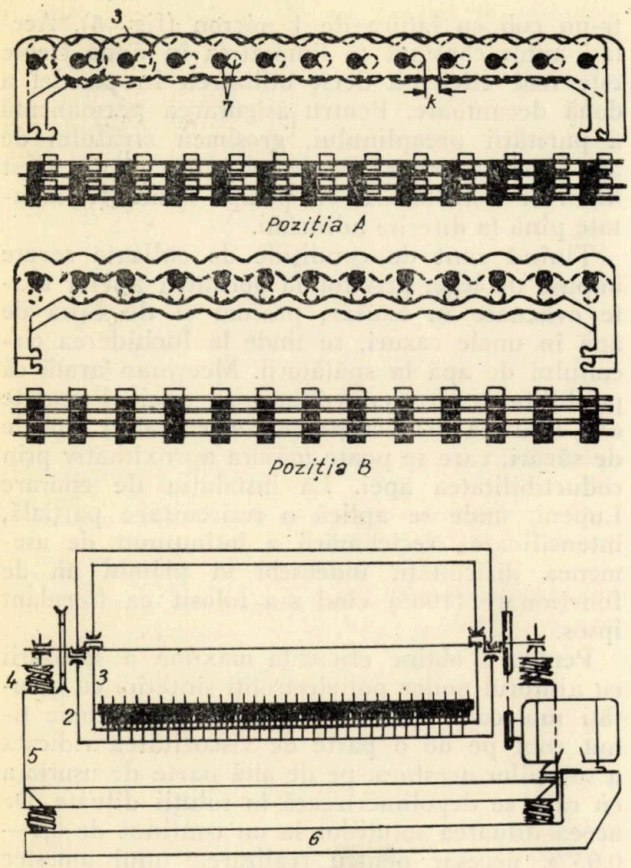


Fig. 3. Principiul de funcționare a ciurului Umbra.

tromagnetic cunoscut de mai mult timp. Spre deosebire de acesta, ciurul Rhewum are mai multe rînduri de electromagneți, la intervale de circa 300 mm pe orizontală și pe înclinare, care transmit vibrațiile țesăturii cu ajutorul a cîte unei tije. Pentru acționarea electromagneților se folosește curent alternativ de 50 Hz (la ciururile vechi curent monofazat de 15 Hz), care produce $50 \times 2 \times 60 = 6\,000$ vibrații pe minut. Prin limitarea cursei tijelor la 1,5 mm se produc vibrații superioare, a căror frecvență și amplitudine depinde de intensitatea excitației electromagnetice. Vibrațiile puternice împiedică înfundarea ochiurilor sitei. Ciurul se așază înclinat la 30—45°. Pîlnia de sub ciur se pune în legătură cu un exhaustor, care creează o depresiune de circa 50 mm H_2O.

Pentru a realiza separarea la dimensiunea de circa 1,5 mm s-a folosit o țesătură de sîrmă cu ochiuri de 2,5 × 7,5 mm. Încărcările s-au făcut cu cărbuni avînd umiditatea de îmbibație pînă la 10,7%. La această umiditate și la încărcarea ciurului cu 1,3 t/m²h produsele au avut 29,1% granule rătăcite, iar la 7,8% umiditate și la încărcarea ciurului cu 4,1 t/m²h au avut 26,8% granule rătăcite.

Durata țesăturilor a fost de ordinul a 7 500 ore de funcționare.

Clasarea la dimensiuni mici, separarea granulației accesibile sortării gravitaționale de cea destinată flotației la 0,5 pînă la 0,8 mm este una dintre operațiile cele mai delicate ale preparării umede și pretinde site din material de calitate superioară, de preferință oțel inoxidabil și întreținere foarte îngrijită. Această clasare se face înainte de spălare, înainte de flotație și uneori și la sterilul flotației. Printre utilajele folosite în acest scop se întîlnește cel mai des sita curbă în combinație cu ciurul vibrant, în ultimul timp și cu ciurul cu rezonanță.

La spălătoria Brookdale (S.U.A.) s-a mărit capacitatea sitelor curbe cu ajutorul unor bătătoare de cauciuc [34]. Astfel, sitele curbe cu deschidere de 0,1 mm au realizat debite de 70 m³/m²h, cele de 0,35 mm 120 m³/m²h. Sitele curbe se folosesc în acest caz pentru prepararea unui concentrat cu 0,97% sulf total, prin eliminarea granulației foarte fine care este mai bogată în sulf.

În Polonia s-a dezvoltat o sită fixă conică (fig. 4) la care, asemenea sitelor curbe, acționează forța centrifugă [35]. Cu o sită de 2 m Ø superior, unghi la vîrf 90° și deschiderea între lamele 1 mm s-au realizat debite de 338—492 m³/h, dimensiuni de separare de 0,58—0,72 mm și umiditatea refuzului 18,8—25,2%.

Desecarea și uscarea

În urma aplicării procedeelor umede, care joacă un rol preponderent în prepararea cărbunilor, se impune separarea solid/apă, numită desecare dacă se realizează pe cale mecanică și

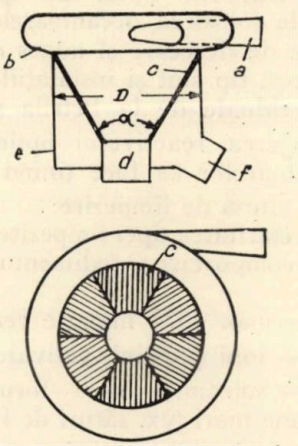


Fig. 4.
Sita conică.

D = diametrul aparatului
α = unghiul de deschidere
a = alimentare
b = jgheab de conducere
c = sită
d = evacuarea refuzului
e = carcasă
f = evacuarea trecerii

uscare dacă recurge la efectul căldurii. În ultimul timp întîlnim procedee ca filtrarea cu abur, centrifugarea cu abur, care apelează la mijloace mecanice şi termice pentru a rezolva cazuri dificile, fără a aplica uscarea pur termică care este foarte costisitoare.

Procedeul de desecare se poate considera drept clasare, care tinde spre dimensiunea de separare ideală zero: apă cît mai clară şi solid cît mai uscat. Separarea se poate realiza printr-un mediu poros, corespunzător clasării volumetrice, sau prin sedimentare, corespunzător clasării simptotice. Pe măsură ce creşte fineţea materialului solid şi cu aceasta suprafaţa specifică, procesul de separare devine mai dificil, deoarece pe lîngă forţele mecanice intră în acţiune forţe capilare şi chiar moleculare.

În cazul cînd ponderea particulelor ultrafine este mare, forţele mecanice nu sînt în stare să producă o separare netă solid/apă şi trebuie făcut apel la reactivi floculanţi, care provoacă aglomerarea particulelor în flocoane cu viteză de cădere mai mare.

Concentraţia, granulaţia, greutatea specifică şi compoziţia mineralogică (îndeosebi conţinutul de argilă şi de substanţe humice) a solidului, precum şi conţinutul de săruri al apei de spălare sînt factori care determină comportarea unei suspensii şi aceşti factori sînt atît de variaţi încît tehnologia fiecărui caz în parte trebuie stabilită individual, atît cu privire la utilajul sau combinaţia de utilaje, cît şi cu privire la reactivul folosit.

Separarea de apă a particulelor fine solide se face în mare măsură prin forţa gravitaţională în iazuri de sedimentare sau în decantoare circulare. Datorită lipsei de spaţiu disponibil, se extinde folosirea decantoarelor combinate cu alt mijloc de desecare şi adaos de reactiv floculant. De acest tip sînt şi instalaţiile de epurare a apelor reziduale de la Petrila şi Lupeni [36].

Alegerea reactivului optim şi dimensionarea decantoarelor se face ţinînd cont de:

— viteza de limpezire;
— claritatea apei limpezite;
— comportarea sedimentului la desecare finală.

Meerman [37] împarte reactivii floculanţi în:

1 — ioni pozitivi, polivalenţi (ex. Ca^{2+});

2 — substanţe care formează hidroxizi cu flocoane mari (ex. săruri de fier).

3 — substanţe organice macromoleculare, care formează punţi între particulele solide ultrafine.

a — derivaţi ai amidonului (amidon caustificat);

b — polielectroliţi sintetici de tipul poliacrilamidei.

În multe cazuri este necesară combinarea efectului acestor reactivi şi adaosul lor în trepte.

Meerman dă o imagine a acţiunii combinate a reactivilor asupra particulelor de argilă într-un cub cu latura de 1 micron (fig. 5). Acelaşi autor constată că limpezirea în două trepte este mai eficientă decît utilizarea în paralel a două decantoare. Pentru asigurarea permanentă a purităţii preaplinului, grosimea stratului de apă clară trebuie să fie de cel puţin 1,5 m. Acest lucru se controlează cu pompe —airlift, montate pînă la diferite adîncimi.

Ţinînd cont de condiţiile de calitate severe impuse de lege, privitor la puritatea apelor uzate evacuate în emisar, precum şi de lipsa de apă în unele cazuri, se tinde la închiderea circuitului de apă la spălătorii. Meerman arată că posibilitatea de recircuitare a apei limpezite este limitată prin creşterea concentraţiei globale de săruri, care se poate măsura aproximativ prin coductibilitatea apei. La instalaţia de epurare Lupeni, unde se aplică o recircuitare parţială, intensificarea reciclonării a întîmpinat de asemenea dificultăţi, îndeosebi în primul an de funcţionare (1965) cînd s-a folosit ca floculant ipsos.

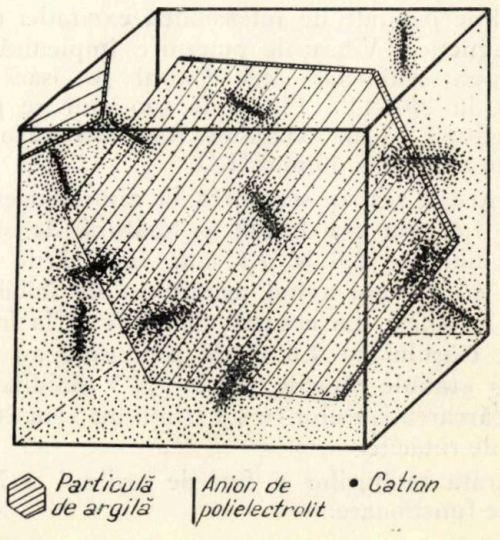
Pentru a obţine eficienţa maximă a separării cu ajutorul noilor polielectroliţi sintetici cu greutăţi moleculare de 10—12 milioane, trebuie ţinut cont pe de o parte de viscozitatea ridicată a soluţiilor acestora, pe de altă parte de uşurinţa cu care se depolimerizează în soluţii diluate. De aceea diluarea soluţiilor la un conţinut de 0,1—0,05%, necesar pentru realizarea unui amestec rapid şi omogen cu tulbureala, se face scurt timp înainte de amestec [38]. De asemenea, este foarte important ca flocoanele, o dată formate, să nu fie distruse înainte de desecarea finală prin agitare prea intensă, pompare prin conducte lungi sau cu multe coturi.

Pentru desecarea finală se folosesc:

— filtre cu vid şi cu presiune (filtre presă);
— centrifuge de filtrare şi de sedimentare.

Filtrele presă şi centrifugele de sedimentare se aplică la granulaţii mai fine. La toate aceste

Fig. 5. Iniţierea floculării.



utilaje s-a depus multă muncă de perfecționare spre a înlocui sau a restrînge uscarea termică. Una din măsurile în acest sens este extinderea aplicării filtrelor cu vid (cu alimentare de sus) și a centrifugelor de filtrare la cărbuni cu dimensiuni mai mari (6 respectiv 30 mm).

Pentru materiale fine, greu de filtrat, s-a dezvoltat filtrul cu tambur Eimco-Belt, (fig. 6). La acesta pînza se desprinde de pe tambur și trece peste rulouri cu diametru mic. Turta cade la primul rulou, fără să fie nevoie de refulare cu aer, apoi pînza se spală pe ambele fețe cu cîte un jet de apă și se întoarce pe tambur cu porii decolmatați.

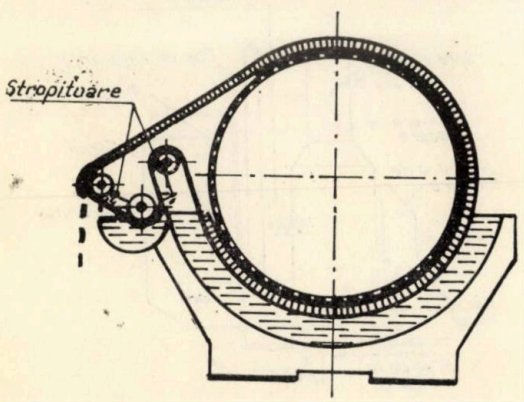
Un alt progres important s-a realizat prin filtrarea cu abur [39]. Aburul de joasă presiune, dar supraîncălzit, este admis sub un capac care acoperă filtrul cu vid și este aspirat prin turta formată. Prin ridicarea temperaturii turtei la 80—90°C, viscozitatea apei scade la 0,35—0,30 CP, ceea ce ușurează desecarea. După căderea turtei, în timpul răcirii se evaporă suplimentar o cantitate de apă. Efectul combinat al celor două fenomene este reducerea conținutului de apă remanent cu 25—60%, față de filtrarea cu vid fără abur. Spre exemplu la un șlam cu 67% —0,074 mm se obține fără abur o turtă cu 30% umiditate, iar cu abur cu 22% umiditate.

În unele cazuri filtrul cu abur poate înlocui filtrul + uscătorul termic. Consumul de căldură pe kg de apă eliminată este în jur de 830 kcal, față de 1 200 kcal în uscătorul termic. În schimb capacitatea specifică (kg/m²h) a filtrului cu abur scade la 60—80% din capacitatea filtrului fără abur. Prin eliminarea uscătorului termic se evită poluarea atmosferei și pericolul de explozie.

În locul țesăturilor de bronz și de bumbac se folosesc, în ultimul timp, țesături din sîrmă de oțel inoxidabil și din fire sintetice (polietilenă, nailon etc.), cu durată mult superioară.

Cu creșterea ponderei granulației ultrafine și a conținutului de cenușă scade foarte mult capacitatea filtrului cu vid. Desecarea suspensiilor sterile cu granulația sub 50—100 microni nu mai este posibilă cu filtre cu vid, ci numai cu filtre presă. Aceste filtre au capacități specifice de ordinul a 10 kg/m²h.

Fig. 6. Filtru cu vid Eimco-Belt.



Despre utilizarea unor filtre prese cu cîte 300 m² suprafață filtrantă pe unitate pentru desecarea șlamului steril la preparațiile Petrila și Lupeni s-a mai relatat în literatura de specialitate din țară [40].

În Ungaria a fost dezvoltat un nou tip de filtru presă [41], cu capacitatea specifică de circa 22 kg/m²h. Pe cînd la filtrul presă clasic capacitatea de filtrare scade din ce în ce, spre sfîrșitul ciclului, la noul filtru AJKO, alimentarea cu tulbureală se oprește în momentul cînd s-a atins grosimea minimă a turtei (circa 14 mm), necesară pentru căderea ei fără intervenție manuală. După formarea turtei afînate aceasta se comprimă cu ajutorul pungii de cauciuc așezate în mijlocul fiecărei camere, prin introducerea de aer comprimat de 15 at. După deschiderea filtrului, umflarea pungilor ajută căderea turtelor. Durata unui ciclu complet este de 25—30 min, din care 15—20 min filtrare, 5 min compresiune, 5 min deschidere și închidere.

Deoarece desecarea prin filtre prese este o soluție costisitoare, în unele cazuri șlamul îngroșat este transportat prin conducte la gropile rămase în carierele de pietriș [37]. În alte cazuri, șlamul îngroșat este folosit pentru fabricarea cărămizilor [7]. Astfel de debușee de rezervă sînt necesare și în cazul cînd în mod normal turtele desecate se transportă la haldă.

Centrifugele filtrante au cunoscut o dezvoltare importantă prin introducerea centrifugii vibrante [42]. Mai multe mașini de acest tip funcționează și în Valea Jiului, din 1964. Vechiul tip de centrifugă, cu unghi mare de deschidere, fără racloare (Carpenter, Frunze) nu poate trata cărbune cu granulație fină. Centrifuga cu racloare (WEDAG, Reineveld) produce o degradare sensibilă a cărbunilor. La centrifuga vibrantă coșul execută, pe lîngă mișcarea de rotație (400—480 rot/min) și o mișcare vibrantă axială (1460 rot/min, 5—6,5 mm amplitudine) și poate trata cărbune cu pînă la circa 40% granulație —0,5 mm. Degradarea cărbunilor este foarte mică, spre ex. —0,5 mm în alimentare 16,2%, în refuz 18,80% (la centrifuga WEDAG 12,3% în alimentare, 19,7% în refuz).

În unele cazuri centrifuga vibrantă se aplică și la desecarea cărbunilor de 6—30 mm. Umiditatea de îmbibație se reduce la 2—3%, la un debit de 175 t/h.

Un nou tip de centrifugă vibrantă cu două coșuri (fig. 7), cu un unghi de înclinare de 5, respectiv 10° reunește rolul ciurului și al centrifugei de desecare. Cu o alimentare de 410 m³/h, conținînd 110 t/h cărbune 0—6 mm, dă un refuz cu 5—6% W_i.

Centrifuga de sedimentare (fig. 8) constă dintr-o manta cilindro-conică rotativă în care se rotește cu viteză diferită un melc de formă

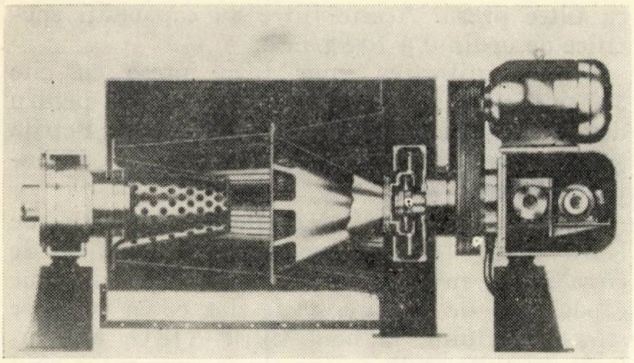


Fig. 7. Centrifugă vibrantă cu două coşuri.

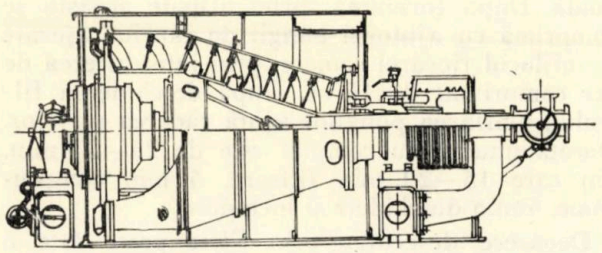


Fig. 8. Centrifugă de sedimentare UCM-2A.

corespunzătoare. Centrifuga de sedimentare se poate asemăna cu un clasor spiral rotativ, aşa precum centrifuga filtrantă nu este altceva decît o sită rotativă.

Tulbureala se introduce prin axul gol în interiorul mantalei. Preaplinul se evacuează prin orificii reglabile la capătul cilindric, refuzul este transportat şi evacuat cu ajutorul melcului la capătul trunchiului de con.

Centrifuga de sedimentare găseşte diferite aplicaţii în fluxul spălătoriilor (42), atît pentru desecarea şlamului flotat, cît şi pentru cărbunele mărunt sau pentru amestecuri din cele două produse. Uneori, pentru eliminarea argilei fine şi reducerea umidităţii refuzului, se aplică stropirea cu apă în centrifugă. Pe de altă parte ea se poate regla astfel ca să reţină toate particulele peste 10 microni.

Pentru reducerea uzurii se aplică garnituri de ceramică la orificiile de intrare a tulburelii, căptuşeli din oţel inoxidabil la manta şi se face ajustarea precisă a distanţei dintre melc şi manta.

Špetl şi Šebor relatează despre încercări făcute cu o centrifugă de sedimentare tip UCM de fabricaţie sovietică [43]. Aceste maşini se fabrică în trei mărimi cu capacitatea de 100—400 m^3/h, 30—80 t/h solid, pentru granulaţie 0—13 mm, turaţia mantalei 900—700 rot/min, dimenisunea de separare 0,04 mm, puterea motorului 95—310 kW, greutatea 8—15 t.

Rezultatele încercărilor sînt arătate în tabela 8.

Uscarea termică se aplică pe o scară destul de largă în cazurile cînd prin mijloace mecanice nu se poate realiza limita de umiditate cerută de beneficiar. Un caz tipic este uscarea unui amestec de cărbune mărunt cu şlam desecat pe filtru cu vid, unde limita superioară a cărbunelui mărunt poate să ajungă pînă la peste 30 mm.

Uscătorul care s-a răspîndit mai mult în ultimul timp este cel cu pat fluidizat. Mason şi Jenkinson [44] descriu două uscătoare de acest tip, dintre care unul (fig. 9) are o placă perforată de 3 m ϕ (7 m^2) din oţel crom-molibden cu 230 găuri de 6,5 mm ϕ în formă de ajutaj. Înălţimea patului este de circa 560 mm, căderea de presiune 230 mm H_2O. Capacitatea uscătorului este de 180 t/h cărbune 0—16 mm sau 11,5 t/h apă vaporizată. Cărbunele cald este răcit în pat fluidizat, în camera alăturată. Încălzirea se face cu praful recuperat la cicloane, în camere de combustie de 2,5 m ϕ, 6 m înălţime. Gazele arse au la intrarea prin placa perforată 650°C. Consumul de căldură este de 1 200 kcal/kg apă vaporizată.

Progresul faţă de uscătorul cu tambur rotativ reiese din comparaţia cu capacitatea acestuia: 50 t/h şi dimensiunile focarului (7 m × ×3,5 m) şi ale tamburului (ϕ 2,6 m, L=11 m).

Cheltuielile comparative pentru desecare şi uscare, precum şi pentru înlăturarea şlamului îngroşat prin pompare, s-au trecut în tabela 9.

Tabela 8

Material tratat	Conţinut de gran. —0,06 mm în alimentare	Umiditatea refuzului, %	Concentraţia preaplinului, g/l
Concentrat de flotaţie	32,6	23,0	14,9
Steril de flotaţie	53,9	20,1	9,6
Şlam brut	52,9	25,9	32,6

Fig. 9. Uscător cu pat fluidizat.

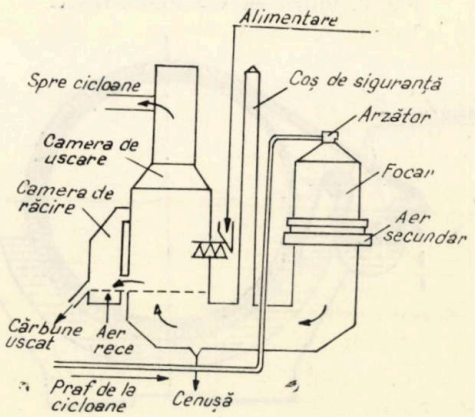


Tabela 9

Procedeu	Alimentare		Produs conținut apă, %	Cheltuieli	
	granulație, mm	Conținut apă, %		DM/t material uscat	DM/t apă
Filtru de vid [2]	—0,5	64,1	25,0	1,38	0,95
Centrifuga de sedimentare [2]	—9,5	64,1	12,0	0,79	0,48
Centrifuga vibrantă [2]	12,7—0,5	25,5	6,0	0,17	0,61
Uscător termic (fluidizat) [2]	—15,9	15,1	7,7	2,43	25,95
Filtre presă [37]	—0,1	67	22	2—5	—
Pompare la 22 km [37]	—0,1	67	—	1,35	—

Control și automatizare

În capitolele precedente au mai fost atinse unele aspecte ale automatizării. Se revine asupra acestui domeniu fiindcă el joacă un rol important în realizarea obiectivului de a face cărbunele competitiv cu alți purtători de energie. În acest scop se cere reducerea cheltuielilor de exploatare, prin economie de personal și de energie electrică, precum și prepararea unor produse de calitate mai uniformă.

Automatizarea pătrunde mai greu în industria carboniferă decît în multe alte industrii, deoarece cărbunele nu suportă cheltuieli mari și fiindcă este o materie primă foarte neomogenă, cu însușiri foarte variabile în timp, producînd în același timp o uzură mecanică accentuată în instalații [45].

S-a amintit mai înainte că variația însușirilor se poate remedia prin omogenizare. Incontestabil că automatizarea procesului de preparare va fi mai ușor de realizat și mai eficientă la un cărbune omogenizat. Totuși, astăzi doar o mică parte a producției se omogenizează (circa 25%), restul trece numai printr-un siloz cu o capacitate ce reprezintă 10—40% din producția unei zile și servește doar ca tampon între mină și preparație. În acest caz utilarea cu aparate de control și de reglare va cere o investiție mai mare. Această investiție va fi însă de obicei mai mică decît cea necesară pentru omogenizare [22].

Elementele de care se servește automatizarea sînt în mare parte cunoscute și unele dintre ele au fost amintite în capitolele precedente. Principalele sînt:

— cîntare de bandă, dintre care unele dozatoare;

— debitmetre pe bază inductivă pentru conducte induse;

— elemente de măsură cu izotopi pentru măsurarea densității în patul de zețaj și în tulbureli;

— elemente de măsură a densității pe baza diferenței de presiune și a turbidității;

— șubere acționate prin servomotor electric sau pneumatic;

— ventile electromagnetice;

— silometre bazate pe diferite principii;

— palpatoare pentru supravegherea evacuării din silozuri și a jgheaburilor;

— dozatoare reglabile pentru evacure din silozuri;

— aparate de luat probe;

— aparate pentru determinarea conținutului de cenușă cu ajutorul razelor X (Cendrex) și a izotopilor;

— aparate pentru determinarea umidității prin măsurarea conductibilității sau a capacității;

— aparate pentru determinarea compoziției granulometrice;

— aparate pentru determinarea compoziției densimetrice;

— aparate de detectat metale și altele.

Cu ajutorul acestor elemente, precum și prin centralizarea comenzilor, blocajul utilajelor care lucrează în serie, instalații de telecomunicare și de televiziune, se poate realiza controlul și automatizarea parțială sau foarte avansată a procesului de preparare și reducerea radicală a personalului de deservire. Trebuie ținut seamă însă de faptul că o instalație automatizată reclamă un personal de calificare superioară.

Obiectivele specifice care trebuie rezolvate prin automatizare în domeniul preparării cărbunilor sînt: recepția cantitativă a producției brute, omogenizarea alimentării spălătoriei, reglarea mașinilor de sortare, menținerea constantă a debitului și concentrației alimentării flotației și a instalației pentru epurarea apelor reziduale, realizarea prin amestec dozat a unor produse comercializabile de calitate constantă și încărcarea, cîntărirea și manevra vagoanelor de cale ferată.

Deoarece indicele de calitate cel mai important al cărbunelui este conținutul de cenușă, s-au depus eforturi deosebite pentru controlul rapid al acestuia și reglarea aparatelor în funcție de acesta. O dificultate principală s-a ivit din faptul că mărimea prescrisă este cenușa, iar mărimea reglată este densitatea (densitatea mediului, respectiv densitatea patului la zețaj). Ori, la densitate constantă cărbunele poate avea un

conținut de cenușă destul de variabil. De aceea, în ultimul timp se tinde la cuplarea aparatului de reglare cu un aparat pentru determinarea cenușii: aparat Cendrex sau cu izotopi. Aparatul Cendrex cere pentru stabilirea cenușii 1—2 min, aparatul cu izotopi circa 1/2 min [22]. Schimbarea densității cu 0,1 p/cm³ durează la o cuvă cu mediu dens, în funcție de volumul total de suspensie, pînă la 20 min ; la o mașină de zețaj 5—10 s. De aici reiese că mașina de zețaj se pretează mult mai bine pentru reglare după densitate variabilă.

Rentabilitatea automatizării este condiționată de mai mulți factori. Astfel, valoarea investiției crește aproape proporțional cu numărul de utilaje. De aceea, instalațiile vechi cu debite mici implică cheltuieli mari. Bartelt rezumă condițiile eficienței economice maxime a automatizării astfel :

— limitarea produselor finite ale unei preparații la un număr cît mai mic, felul produselor fiind adecvat naturii cărbunilor;

— simplificarea procesului tehnologic;

— aplicarea unui număr mic de mașini de capacitate mare;

— tipizarea procedeelor de preparare și implicit a instalațiilor de automatizare.

Unele elemente ale controlului și reglării automate au fost introduse și la preparațiile noastre de cărbuni, dar nu în toate cazurile rezultatele au fost pozitive. Totuși, este incontestabil că o dată cu mărirea capacităților de preparare trebuie înfăptuită și modernizarea instalațiilor, îndeosebi aplicarea cît mai largă a automatizării.

Numărul mic de preparații de cărbuni din țară nu ne permite să dezvoltăm o industrie proprie pentru aprovizionarea acestora cu utilaje și piese de schimb de calitate superioară. Utilizarea experienței firmelor de specialitate consacrate poate să asigure, atît industriei miniere românești, cît și industriilor consumatoare de cărbune, avantaje economice importante, care să compenseze efortul financiar cerut de investiții și de aprovizionarea cu piese de schimb.

Cărbunii noștri nu se numără printre cei care se prepară ușor. Faptul că economia noastră cere cărbuni preparați pentru diverse utilizări nu ne permite să adoptăm o tehnologie la fel de simplă ca în multe cazuri din străinătate. Cu toate acestea aplicarea tehnicii avansate la prepararea cărbunilor noștri ne oferă perspectiva măririi productivității muncii și a rentabilității și în acest domeniu.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * Directivele celui de al IX-lea Congres al P.C.R.

[2] Lemke, K. *Der technische und wissenschaftliche Fortschritt in der Aufbereitung nach den Beiträgen zum Fünften Internationalen Kongress für Steinkohlenaufbereitung.* Glückauf, **102**, nr. 21, p. 1085—1104, 1966.

[3] * * * Industria României 1944—1964. Ed. Academiei R.P.R., 1964.

[4] * * * Anuarul statistic al R.S.R., 1966.

[5] Kovács, Șt. *Contribuții la studierea modificărilor de structură ale bilanțului energetic general.* St. cerc. energ. electr., **17**, nr. 1, p. 13—26, 1967.

[6] Jacquemin, P., Ducas, M., Ladam, A. *La recherche de nouvelles utilisations du charbon aux Etats-Unis.* Publ. techn. Charb. Fr. nr. 6, p. 423—431, 1966.

[7] Mihăilescu Lidia, Voiculescu, V., Tuliu D. *Raport asupra vizitei de documentare efectuată în dec. 1966 în Franța, Anglia și Olanda în problema epurării apelor reziduale.*

[8] Laskowski, T. ș.a. *Postęp w przeróbce mechanicznej kopalin w Polsce.* Przeglad Górniczy, nr. 5, p. 216—225, 1965.

[9] Szantho, E. V. *Der Kohlenbergbau und die Aufbereitung von Grubenhalden in Ungarn.* Aufbereitungstechnik, nr. 9, p. 572—575, 1966.

[10] Brocke, E. *Die Vorbehandlung der Rohförderkohle unter Tage bei der Gefässförderung.* Glückauf, **101**, nr. 4, p. 245—254, 1965.

[11] Milliotte, R., Jean, M., Lesage, M. *Tendences de la Préparation Mécanique en France.* Communication H. 1 Ve Congrès International sur la Préparation du Charbon. Pittsburgh, 3—7 oct., 1966.

[12] Lemke, K. *Die Vergleichmässigung der Kohleneigenschaften — ihre Technik, ihre Kosten und ihr Nutzen.* Glückauf, **98**, nr. 14, p. 841—851, 1962.

[13] Paul, H. *Die Automatisierung der Beschickung des Rohwaschkohlenbunkers zum flöz- oder flözgruppenweisen Bunkern der Rohkohle auf dem Verbundwerk Bergmannsglück-Westerholt.* Glückauf, **102**, nr. 21, p. 1111—1120, 1966.

[14] Lemke, K., Kröner, H. și Rösner, W. *Die Zertrümmerung von Kohle beim Stürzen und Bunkern.* Glückauf, **102**, nr. 21, p. 1129—1139, 1966.

[15] Bloomfield, G. W., Slight, D. L., Smith, P. G. *Le séparateur électronique de charbon.* Communication E-4. Ve Congr. Internat. sur la Prép. du Charb., Pittsburg, 3—7 oct., 1966.

[16] Milliotte, R. *Position optimale de la seconde coupere.* Publications Techniques des Charbonnages de France, nr. 1, p. 9—12, 1965.

[17] Robert, B. *Note technique relative au drew-boy à deux densités.* Publ. Techn. des Charb. de France, nr. 1, p. 3—7, 1965.

[18] Llewellyn, R. L., Black, J. R., Sawyer, C. H. *Installations et Techniques Nouvelles de Préparation du Charbon de Pocahontas.* Communication B. 5. Ve Congr. Intern. sur la Prép. du Charb. Pittsb. 3—7 oct., 1966.

[19] Iooss, R., Douillet, R., Mollard, J. *Mise en service d'un cylindre laveur D.W.P. de 40 t/h.* Publ. Techn. des Charb. de France, nr. 11, p. 707—718, 1966.

[20] Hoffmann, E. *Nasse Sortierung in Setzmaschinen. Der deutsche Steinkohlenbergbau.* Aufbereitung der Steinkohle. Techn. Sammelwerk. Bd. 4. Essen. Verlag Glückauf, **100**, p. 146—207 și p. 146—207, 1960.

[21] Hoffmann, E. und Michalowski, B. *Neuartige Setzmaschinen für grosse Aufgabeleistungen.* Glückauf, **101**, nr. 11, p. 637—643, 1965.

[22] Bartelt, Dr. D. *Bisheriger Stand der Automation in der Steinkohlenaufbereitung.* Möglichkeiten und Grenzen. Aufbereitungs-Technik, nr. 1, p. 21—30, 1967.

[23] Imaizumi, T. *La préparation du charbon au Japon.* Communication H-2. Ve Congr. Intern. de Prép. du Charb. Pittsb. 3—7 oct., 1966.

[24] Bartelt, Dr. D. *Trockenaufbereitung von Feinkohlen mit Austragsregelung durch Radioisotope.* Glückauf, **102**, nr. 21, p. 1120—1129, 1966.

[25] Plaksin, I. N. et Klassen, V. I. *Progrès scientifiques et techniques dans la flottation du charbon.* Comm. A-4. Ve Congrès Internat. sur la Prép. du Charbon, Pittsb. 3—7 oct., 1966.

[26] Kircher, A. *Die Kohlenflotation der Zeche Nordstern.* Glückauf, **101**, nr. 1, p. 33—41, 1965.

[27] John, P. *Evoluţia celulelor de flotaţie fără agitator.* Industria Min., nr. 4, p. 210—222, 1965.

[28] Kellerwessel, H. und Zahr, P. *Die Entwicklung der Rührwerks-Flotationsmaschinen in der Steinkohlen-Aufbereitung.* Aufbereitungstechnik, nr. 9, p. 564—571, 1966.

[29] Schlebusch, L. und Reuter, J. *Die Wemco-Fagergren-Flotation und ihr Einsatz in der Steinkohlenaufbereitung.* Aufbereitungstechnik, nr. 9, p. 564—571, 1966.

[30] Belugou, P., Daniel, J. et Dru, G. *Quelques aspects du problème de la flottation des charbons.* Rev. Ind. Min., **44**, nr. 11, p. 765—773, 1962.

[31] Reuther, E. U. *Die Aufbereitungstechnik auf der Industrie-Messe Hannover* 1962. Glückauf, 98, nr. 14, p. 852—861, 1962.

[32] Lemke, K. *Eine neuartige Siebmaschine für das Sieben bei kleinen Trennkorngrössen.* Glückauf, **94**, nr. 35—36, p. 1187—1189, 1958.

[33] Lemke, K. *Versuche mit dem Rhewum-Sieb in der Steinkohlenaufbereitung.* Glückauf, **96**, nr. 1, p. 44—47, 1960.

[34] Benzon, W. and Burgess, C. L. *Mise au point des tamis incurvés à ouvertures fines pour le classement des schlamms et leur utilisation conjointement avec des cyclones classeurs pour réduire la teneur en soufre de schlamms dans les fines de charbon.* Comm. E. 2 au Ve Congrès Internat. sur la Préparation des Charbons, Pittsb. 3—7 oct., 1966.

[35] Jachna, W. *Principes de fonctionnement du crible d'égoutage à tourbillon, utilisation et résultats.* Comm. G-4 au Ve Congrès Internat. sur la Prép. des Charb., Pittsburg 1966.

[36] Mihăilescu Lidia, Abraham, L., Voiculescu, V. *Installations d'épuration d'eau dans le bassin houiller du Jiu.* Comm. E-3 au Ve Congr. Intern. sur la Prép. de Charb. Pittsburg, 1966.

[37] Meerman, P. G. *Möglichkeiten zur Abwasserbehandlung in der Steinkohlenaufbereitung, dargestellt am Beispiel der niederländischen Staatsgruben.* Glückauf, **100**, nr. 10, p. 562—568, 1964.

[38] Akyel, H. *Neue Erfahrungen mit hochmolekularen polymeren synthetischen Flockungsmitteln zur Klärung von Trüben und zur Entwässerung von Schlämmen.* Glückauf, **102**, nr. 8, p. 364—368, 1966.

[39] Dahlstrom, D. A. and Simons, C. S. *Economics and Application of Steam Drying of Coal.* American Mining Congress, Coal Convention, May 8—11, Pittsburg, S.U.A., 1966.

[40] Abraham, L. şi Mihăileşcu Lidia. *Instalaţiile de epurare a apelor reziduale de la preparaţiile Petrila şi Lupeni.* I.D.T., 1967.

[41] Schumicky, J. — Lux, A. *Széniszap-szürési kisérletek új típusú légtáskás szüröpréssel.* Bány. L., **98**, nr. 6, p. 383—386, 1965.

[42] Ferney, F. X. *Mechanical Coal Drying... Equipment and Methods.* Coal Age, aug.—sep., p. 63—68 şi 78—88, 1965.

[43] Spetl, F., Sebor, G. *Erkenntnisse aus der Entwässerung der Schlämme in Vollmantelzentrifugen.* Aufbereitungstechnik, nr. 9, p. 576—579, 1966.

[44] Mason, G. A. et Jenkinson, D. E. *Réduction de l'humidité des fines de charbon et des menus.* Comm. G-2, Ve Congr. Internat. sur la Prép. du Charb., Pittsburg, 3—7 oct., 1966.

[45] Hoffmann, E. und Reuter, J. *Gedanken und Vorschläge zur Automatisierung von Aufbereitungsanlagen.* Glückauf, **98**, nr. 23, p. 1343—1355, 1962.

GAZEIFICAREA COMBUSTIBILILOR SOLIZI ÎN GAZOGENE PENTRU GAZ MIXT

Ing. V. ANGHEL şi
Ing. I. SCUTARU

Din combustibilii solizi se pot obţine gaze combustibile prin două procedee.

Desgazarea termică se produce prin încălzirea cărbunilor, în absenţa aerului, la temperaturi variind între 400 şi 1 000°C. Prin aplicarea acestui tratament termic se obţin, pe lîngă produse solide şi lichide, gaze combustibile cu proprietăţi ce pot diferi în funcţie de natura materiei prime folosite, a temperaturii de lucru şi, de cele mai multe ori, în funcţie şi de tipul instalaţiei folosite.

Reprezentanţi ai acestei categorii de procedee sînt uzinele de cocs din huilă şi cărbuni bruni, uzinele de carbonizare a cărbunilor bruni, uzinele de gaz de oraş [1, 2].

Gazeificarea se produce prin tratarea termică a combustibililor, la diferite presiuni, cu un agent de gazeificare. În final, se obţine un gaz combustibil a cărui putere calorică depinde, în special, de agentul de gazeificare folosit (aer, oxigen, vapori de apă, bioxid de carbon sau amestecuri ale acestora).

Contrar desgazării termice, gazeificarea permite, cel puţin teoretic, ca procesul să se desfăşoare pînă la consumarea totală a constituenţilor combustibili din materialul supus gazeificării.

În procedeele de fabricare a gazelor combustibile, nu se poate face o distincţie netă între desgazare şi gazeificare. Astfel, la gazeificarea combustibililor bituminoşi în curent ascendent, în gazogene cu grătar, are loc mai întîi o desgazare în jumătatea superioară a generatorului, după care cocsul rezultat se transformă în gaz combustibil, la partea inferioară. Gazul obţinut este aşadar un amestec de gaz de desgazare şi gaz de gazeificare.

De asemenea, la desgazarea huilelor în cuptoare cu gaz de spălare, au loc reacţii între bucăţile de cocs şi vaporii de apă şi bioxidul de carbon din gazul de spălare, după schema clasică a reacţiilor de gazeificare. Şi acest gaz este deci un amestec de gaz de desgazare, cu cantităţi mici de gaz de gazeificare.

Fenomenele expuse mai sus sînt inerente şi aproape imposibil de evitat, dar se cunosc situaţii cînd se combină intenţionat procesul de desgazare cu cel de gazeificare şi invers. Spre exemplu, cînd se supun gazeificării huilelor grase, se folosesc de multe ori gazogene combinate cu desgazarea, care produc un gaz cu putere calorică mai mare.

În ultimii 30 ani, tehnica gazeificării a cunoscut un avînt deosebit, cantităţi tot mai mari de cărbune fiind dirijate către generatoarele de gaz, pentru a se produce gazul necesar sintezelor organice, carburanţi pentru motoare, aprovizionarea oraşelor etc.

Cu toate succesele înregistrate, scopul gazeificării — transformarea completă şi rentabilă a cărbunelui în gaz combustibil şi cenuşă — nu a fost încă atins.

Tehnica gazeificării este în plină evoluţie, iar stadiul actual trebuie considerat ca un început al dezvoltării ei tehnice.

Produsele gazeificării

După cum s-a arătat, gazele combustibile artificiale se deosebesc, atît după natura combustibilului, cît şi după natura agentului de gazeificare.

Gazul de aer sau *gazul sărac*, cu o putere calorică de 900—1 000 kcal/Nm³, se obţine la folosirea aerului ca agent de gazeificare. Ca urmare a randamentului scăzut, importanţa lui practică este neînsemnată.

Gazul de apă, cu putere calorică de circa 2 600 kcal/Nm³, se obţine la gazeificarea cu vapori de apă.

Gazul mixt sau *gazul de generator* are o putere calorică maximă de 1 800 kcal/Nm³, şi se obţine prin acţiunea simultană a vaporilor de apă şi aerului, asupra combustibilului.

Gazul dublu se obţine prin gazeificarea cărbunilor bogaţi în materii volatile şi a brichetelor din cărbune cu liant, după tehnologia gazului de apă. Are o putere calorică mai mare decît gazul de apă, datorită prezenţei produselor de desgazare.

Gazul bogat are o putere calorică de 6 000—8 000 kcal/Nm³, datorită conţinutului ridicat de metan ; se obţine prin gazeificarea la presiuni înalte, cu vapori ca agent de gazeificare.

Instalația de gazeificare

Baza unei instalații de gazeificare o constituie gazogenul propriu-zis. Acesta se prezintă sub formă standard, prevăzută la partea superioară cu dispozitive pentru alimentare și etanșare, iar la partea inferioară cu un grătar pentru evacuarea cenușii și introducerea agentului de gazeificare.

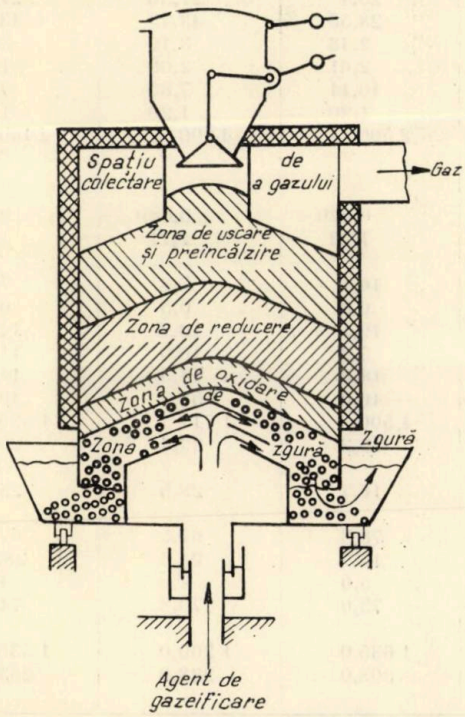
În cazul gazeificării ascendente, care este cea mai frecventă (fig. 1), combustibilul trece printr-o serie de zone pînă ajunge să fie transformat în gaz. La partea superioară are loc preîncălzirea la temperaturi pînă la 300°C, cînd se produce uscarea cărbunelui, după care, în cazul cărbunilor conținînd gudroane, are loc desgazarea cu forme de gaz de semicarbonizare (300—600°C).

Cocsul format prin desgazare este încălzit în continuare și reduce CO_2 și H_2O la temperatura de 800—1 000°C, consumîndu-se parțial (zona de reducere) și, în fine, arde, transformîndu-se în CO_2, la temperaturi de peste 1 000°C (zona de oxidare).

Partea necombustibilă este răcită de agentul de gazeificare și se strînge în cuva grătarului, care este umplută cu apă pentru a asigura răcirea completă a zgurii și etanșarea cuvei generatorului.

După cum s-a arătat, cele mai răspîndite sînt gazogenele pentru gaz mixt, în strat fix, în această categorie încadrîndu-se și gazogenele existente în țara noastră.

Fig. 1. Schema gazeificării ascendente.



Pentru schițarea funcționării acestui tip de gazogene, se dau mai jos reacțiile de bază :

1. Stratul inferior de combustibil (zona de oxidare).

$2C + O_2 \rightleftharpoons 2CO \pm 59\,400$ kcal/kmol
(ardere incompletă datorită lipsei de O_2)

$C + O_2 \rightleftharpoons CO_2 \pm 96\,800$ kcal/kmol
(ardere completă, O_2 în exces)

$C + H_2O \rightleftharpoons CO + H_2 \pm 28\,100$ kcal/kmol
(descompunere de vapori de apă, independent de presiune)

$C + 2H_2 \rightleftharpoons CH_4 \pm 18\,000$ kcal/kmol
(formare de metan, dependent de presiune).

2. Stratul mijlociu de combustibil (zona de reducere)

$C + CO_2 \rightleftharpoons 2CO \pm 38\,400$ kcal/kmol
(echilibrul Boudouard, dependent de presiune)

$CO + H_2O \rightleftharpoons CO_2 + H_2 \pm 10\,300$ kcal/kmol
(echilibrul gazului de apă, independent de presiune).

3. Stratul superior de combustibil.

Au loc fenomene de uscare, desgazare și descompunere.

Se formează H_2O, CO_2, CH_4 și hidrocarburi care trec suplimentar în gazul produs.

În completarea schemei de mai sus se menționează că la temperaturi joase se formează CO_2 și CH_4, la temperaturi mijlocii CO_2 și H_2, iar la temperaturi înalte CO și H_2.

Valoarea acestor temperaturi depinde de reactivitatea și suprafața totală a combustibilului.

Încercări efectuate *

Procesul de gazeificare a combustibililor solizi este puțin dezvoltat în țara noastră, atît sub aspectul instalațiilor industriale în funcțiune, cît și al cercetărilor.

Principial, în temeiul lucrărilor de laborator, pot fi gazeificate toate tipurile de lignit și huilă, cu excepția huilelor puternic aglutinante. Cu toate acestea, la baza aprecierii posibilităților de gazeificare a unui combustibil nu pot sta numai rezultatele obținute în laborator ; sînt necesare date obținute prin cercetări întreprinse în mod special în instalații industriale de gazogene.

În acest scop, în anul 1965 s-a urmărit comportarea la gazeificare a huilelor de Petrila și Vulcan și a ligniților de Voivozi și Vîrghiș în stația de gazogene pentru gaz mixt de la fabrica

* Încercările au fost efectuate în colaborare cu firma maghiară Gabor Aron din Budapesta, în prezența delegatului acesteia, ing. Bertolan Iosif.

Refractar—Aleşd, care funcţionează după principiul prezentat mai sus.

Au fost folosite granulaţiile specificate în tabela 1.

Tabela 1

Granulaţiile medii ale materiei prime după ciuruire

Granulaţia	Cantităţi, %			
	Vîrghiş	Voivozi	Petrila	Vulcan
+80	2,1—3,7	1,4—3,8	—	—
80—20	63,0—73,0	68,8—76,3	63,8—73,5	57,7—62,5
20—10	12,9—17,4	10,5—14,6	14,3—19,4	17,1—18,1
—10	8,4—19,0	9,0—15,9	8,4—17,8	19,9—29,9
—20	23,3—33,1	19,7—29,5	26,1—35,9	37,0—42,0

În timpul încercărilor s-a urmărit :

— cantitatea de cărbune introdusă în fiecare generator ;

— cantitatea de zgură rezultată şi conţinutul ei de produse nearse ;

— analiza imediată şi elementară a cărbunilor;

— temperatura şi presiunea aerului insuflat;

— temperatura amestecului aer-abur;

— cantitatea totală de gaz;

— temperatura şi presiunea gazului la ieşirea din generator şi în colectorul de gaz;

— analiza gazului;

— evoluţia stratului de foc.

Nu au putut fi consemnate datele privind:

— consumul de apă industrială;

— cantitatea şi calitatea gudronului;

— apele amoniacale.

Pe baza datelor primare, înscrise zilnic, s-a întocmit tabela 2, care cuprinde rezultatele obţinute la încercările de la Aleşd.

Din datele prezentate se observă că procentul de CH_4 este prea mare; pentru gaz mixt se admite un conţinut de maximum 3% în cazul cărbunilor inferiori şi pînă la 2% în cazul huilei.

Prezenţa metanului în gaz arată că generatorul a mers rece, zona de foc nu a fost suficient de puternică. Ca urmare se formează şi mai puţin CO şi H_2 şi mai mult CO_2 şi CH_4 ; cantitativ gazul scade, iar procentul de produse nearse din zgură creşte. Toate aceste deficienţe apar mai accentuate în rezultatele obţinute cu huilele

Parametrii de gazeificare realizaţi la Aleşd *Tabela 2*

	Indici	Cărbune gazeificat			
		Vîrghiş	Voivozi	Petrila	Vulcan
1	*Combustibil*				
	Umiditate, %	49,0	33,0	6,00	4,00
	Cenuşă, %	11,0	22,0	36,00	38,00
	Masă combustibilă, %	40,0	45,0	58,00	58,00
	Carbon fix, %	16,8	19,6	30,50	30,50
	Materii volatile, %	23,2	25,4	27,50	27,50
	Carbon, %	26,2	28,58	43,73	43,95
	Hidrogen, %	2,12	2,48	3,19	3,20
	Sulf, %	1,20	2,61	2,03	1,90
	Oxigen, %	9,08	10,14	7,85	7,75
	Azot, %	1,40	1,20	1,20	1,20
	Putere calorică inferioară, kcal/kg	2 140	2 500	4 100	4 150
2	*Consumuri*				
	Consum de cărbune, kg/Nm^3	0,775	0,820	0,680	0,600
3	Producţia de gaz uscat, Nm^3/kg	1,29	1,22	1,71	1,67
4	Compoziţia gazului uscat, %				
	CO_2	11,0	10,1	7,8	7,6
	O_2	0,7	0,8	0,5	0,6
	CO	16,2	19,1	13,7	14,4
	CH_4	5,2	5,2	10,9	11,0
	H_2	15,4	18,8	14,5	17,8
	N_2	51,5	46,0	52,7	40,6
5	Puterea calorică inferioară a gazului uscat kcal/Nm^3	1 332	1 500	1 717	1 836
6	Produse nearse în zgură, %	19,9	13,2	22,4	25,0
7	Pierderi de cărbune prin zgură (raportat la cărbunele alimentat), %	8,6	16,7	28,5	28,8
8	Bilanţul carbonului :				
	— trecut în gaz, %	86,5	78,3	67,5	67,2
	— trecut în zgură, %	8,6	16,7	28,5	28,8
	— în gudron şi pierderi, %	5,0	5,0	4,0	4,0
9	Randament chimic, %	80,0	73,0	70,8	74,0
10	Grad de încărcare				
	— total, kg/h	1 575,0	1 635,0	1 260,0	1 330,0
	— specific, kg/m^2h	297,5	308,0	238,0	253,0

de Petrila și Vulcan : conținutul de CH_4 a depășit 10%, cantitatea de gaz a fost chiar sub 2,0 Nm^3/kg cărbune, iar produsele nearse din zgură peste 20%.

Randamentul scăzut al huilelor se explică prin faptul că gazogenele de la Aleșd nu sînt potrivite pentru gazeificarea acestora. Huilele necesită un strat de foc mai înalt, ceea ce la datele constructive ale acestor gazogene nu era realizabil.

Un element pozitiv îl prezintă faptul că tendința de aglutinare a huilei de Vulcan nu a deranjat desfășurarea lucrărilor.

Folosirea unor astfel de generatoare pentru încălzitul locuințelor (exclusiv bucătăriile) sau a unor obiective industriale, ridică problema folosirii gudroanelor și a epurării apelor fenolice. Acest neajuns poate fi înlăturat prin arderea directă a gazului cald. Se apreciază că problema gazeificării în țara noastră, în scopurile arătate, trebuie judecată numai în această ipoteză.

CONCLUZII

Gazeificarea combustibilului solid este o tehnică în plină dezvoltare, interesul ce i se acordă reflectîndu-se în nenumărate tehnologii și tipuri de gazogene existente.

Experimentările de gazeificare efectuate la Aleșd cu cărbuni de Vîrghiș, Voivozi, Petrila și Vulcan au arătat posibilitatea folosirii acestora în gazogenele pentru gaz mixt, cu mențiunea că pentru huilele de Petrila și Vulcan trebuie schimbați parametrii constructivi ai generatoarelor.

Cărbunii folosiți nu au prezentat fenomene care să deranjeze procesul de gazeificare (blocări datorită topirii zgurii la ligniți sau tendințe de aglutinare la huile).

BIBLIOGRAFIE

[1] Rammler, E. și Alberti, H. *Technologie und Chemie der Braunkohlenverwertung*. Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig, 1962.

[2] Winnacker, K. și Weingartner, E. *Tehnologie chimică* (trad.), vol. I, Editura tehnică, București, 1958.

[3] Grünert, H. *Gleichgewichte und Bilanzen der Brennstoff — Vergasung in Theorie und Anwendung*. Freib. Forsch. Hefte A 69, 1957.

[4] Lebedev, P. D. *Promîșlennaia teplotehnika* Gosenergoizdat. Moskva, 1956.

[5] Junko, I. V. ș. a. *Osnovî termiceskoi pererabotki topliva*. Leningrad, 1954.

[6] Beskov, D. S. *Calcule tehno-chimice* (trad.). Ed. tehnică, București, 1953.

STUDIU PRIVIND ARMONIZAREA ŞI OPTIMIZAREA CAPACITĂŢII AUTOVEHICULELOR CU CAPACITATEA UTILAJELOR DE ÎNCĂRCAT CU CUPĂ

Ing. TR. NIŢESCU

Eforturile actuale sînt canalizate, în mod justificat, tot mai mult către organizarea ştiinţifică a producţiei. În acest sens, un rol important îl are descompunerea proceselor tehnologice complexe în procese simple, analiza dependenţei acestora în raport cu parametrii tehnologici şi analiza condiţionării reciproce dintre procesele simple.

Studiile moderne abordează tot mai frecvent analiza proceselor care se întrepătrund şi se condiţionează reciproc. Succesele acestor studii rezidă în utilizarea calculatoarelor electronice, care permite realizarea unui volum mare de calcule, într-un timp relativ scurt.

Dacă în prezent prelucrarea datelor nu mai constituie o greutate, dată fiind existenţa calculatoarelor electronice, formularea modelului matematic constituie o adevărată problemă, necesitînd analize de adîncime şi o cunoaştere amănunţită a proceselor tehnologice.

Dintre procesele componente ale tehnologiei din cariere, care se condiţionează reciproc, sînt: încărcarea cu utilaje cu cupă (excavatoare, încărcătoare etc.) şi transportul cu autovehicule (autobasculante, autotractoare cu remorcă, dumpere etc.).

Prezentul studiu tratează pe baza modului în care se condiţionează aceste procese — — armonizarea capacităţilor şi posibilităţile privind optimizarea alegerii acestora.

I. Armonizarea capacităţilor

Prin armonizarea capacităţilor se înţelege determinarea capacităţii autovehiculelor pentru o anumită capacitate a cupei utilajului de încărcare, pentru care se obţine cel mai înalt grad de utilizare al celor două grupe de utilaje.

Pentru studiul armonizării a fost necesar să se analizeze în mod separat gradul de utilizare al celor două grupe de utilaje, iar pe baza acestora s-a stabilit gradul de utilizare comun.

A. Gradul de utilizare al utilajelor de încărcat cu cupă

Relaţiile inginereşti de productivitate din literatura de specialitate au în vedere numai factorii determinanţi, care influenţează cel mai mult productivitatea muncii. Aceste relaţii uşurează mult calculele şi permite să se obţină rezultate satisfăcătoare.

Privite din punctul de vedere al scopului urmărit, relaţiile cunoscute trebuie completate cu restul factorilor consideraţi pînă acum neesenţiali, dar care au mare importanţă atunci cînd procesul de încărcare se corelează cu procesul imediat următor (transportul cu autovehicule).

Relaţia productivităţii utilajelor cu cupă, astfel completată, este:

$$P_{ex} = \frac{3\,600 \cdot K_u \cdot K_p \cdot Q_c}{K_{af} \cdot (K_n t_c + t_{aş \cdot c})} / \text{m}^3 \text{ masiv/h} \qquad (1);$$

în care:

K_u — coeficientul de umplere al cupei;
K_p — coeficientul de productivitate, funcţie de unghiul de pivotare al braţului;
Q_c — capacitatea cupei excavatorului, m^3;
K_{af} — coeficientul de afînare;
K_n — coeficientul de majorare a timpului unui ciclu de încărcare, rezultat ca urmare a neumplerii autovehiculelor dintr-un număr întreg de cupe;
t_c — durata unui ciclu de încărcare, s;
$t_{aş \cdot c}$ — durata de aşteptare pentru schimbarea autovehiculelor de sub cupă, aferentă unui ciclu de încărcare, s.

Coeficientul de umplere al cupei (Ku) variază în funcţie de natura şi modul de prezentare ale rocii, astfel:

— material fin concasat	0,9—1
— terenuri mobile,	0,8—0,9
— argile,	0,6—0,8
— roci împuşcate regulat,	0,6—0,8
— roci împuşcate neregulat	0,4—0,6

Pentru coeficientul de productivitate funcţie de unghiul de pivotare (K_p), din prelucrarea unor date practice din literatura de specialitate (1), a rezultat următoarea relaţie de orientare :

$$K_p = \frac{390 - \alpha}{300}, \qquad (4);$$

în care, α este unghiul de rotire al braţului.

Pentru evaluarea coeficientului K_n au fost stabilite două cazuri ipotetice, care se definesc astfel :

— cazul I, în care capacitatea autovehiculului depăşeşte un număr întreg de capacităţi de cupe cu pînă la 20% din capacitatea ei (cupei) ; în acest caz se renunţă la acest volum, deoarece pentru încărcarea lui ar fi necesară tot o cursă completă a utilajului de încărcat ;

— cazul II în care capacitatea autovehiculului depăşeşte un număr întreg de capacităţi de cupe, cu peste 20% din capacitatea unei cupe ; în acest caz autovehiculul se încarcă la capacitatea lui.

Desigur graniţa de 20% dintre cele două cazuri poate fi schimbată cu o altă valoare ; esenţial este faptul că se disting două cazuri independente.

Din definiţie rezultă şi valorile coeficientului K_n :

— cazul I

$$K_n = 1 \qquad (2)$$

— cazul II

$$K_n = \frac{\left|\frac{Q_a}{K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a}\right| + 1^{*)}}{\frac{Q_a}{K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a}}, \qquad (3)$$

notaţiile care nu apar în relaţia (1), avînd următoarea semnificaţie :

Q_a este capacitatea reală a autovehiculului în t ;

γ_a — greutatea volumetrică a rocii afînate, în t/m³.

În cazul II, coeficientul K_n este supraunitar, ceea ce determină prin relaţia (1) mărirea duratei unui ciclu şi implicit micşorarea productivităţii utilajului de încărcat.

Durata medie a unui ciclu de încărcare t_c pentru excavatoare, după datele noastre, este de 35—40 s ; din datele statistice din străinătate [1] rezultă o dependenţă între capacitatea cupei şi durata unui ciclu (tabela 1).

*) În cazul unui număr sau mărime puse între bare, se consideră partea întreagă a numărului sau mărimii respective (ex . |1,275| = 1).

Tabela 1

Capacitatea cupei excavatorului, m³	Durata medie a unui ciclu, s
0,3—0,4	15—25
0,6—1	16—26
1,2—1,9	18—28
2—4,5	20—30

Durata de aşteptare $t_{aş \cdot c}$ pentru schimbarea autovehiculelor, aferentă unui ciclu de încărcare, poate fi evaluată cu relaţiile :

cazul I

$$t_{aş \cdot c} = \frac{t_{aş}}{\left|\frac{Q_a}{K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a}\right|}, \qquad (5);$$

cazul II

$$t_{aş \cdot c} = \frac{t_{aş}}{\left|\frac{Q_a}{K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a}\right| + 1}, \qquad (6);$$

în care $t_{aş}$ este durata integrală necesară schimbării autovehiculelor.

Cu aceste detalii, relaţia productivităţii (1) devine :

cazul I

$$P_{ex.} = \frac{12\, K_u \cdot Q_c\,(390 - \alpha)}{K_{af}\left(t_c + \frac{t_{aş}}{\left|\frac{Q_a}{K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a}\right|}\right)}, \qquad (7);$$

cazul II

$$P_{ex.} = \frac{12 \cdot K_u \cdot Q_c\,(390 - \alpha)}{K_{af}\left[\frac{\left|\frac{Q_a}{K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a}\right| + 1}{\frac{Q_a}{K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a}} \cdot t_c + \frac{t_{aş}}{\left|\frac{Q_a}{K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a}\right| + 1}\right]} \cdot \qquad (8)$$

Dacă se notează cu N raportul dintre capacitatea reală a autovehiculelor Q_a şi capacitatea reală a cupei utilajului de încărcare ($K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a$) relaţiile de productivitate devin :

cazul I

$$P_{ex.} = \frac{12\, K_u \cdot Q_c\,(390 - \alpha)}{K_{af}\left[t_c + \frac{t_{aş}}{|N|}\right]}, \qquad (9)$$

cazul II

$$P_{ex.} = \frac{12 \cdot K_u \cdot Q_c (390 - \alpha)}{K_{af}\left[\frac{|N| + 1}{N} \cdot t_c + \frac{t_{aş}}{|N| + 1}\right]}. \qquad (10)$$

Alegerea unor autovehicule care se încarcă dintr-un număr neîntreg de capacităţi de cupe este în oricare caz dezavantajoasă :

— cazul I asigură o productivitate mai ridicată a utilajului de încărcare, dar reduce gradul de utilizare a capacităţii autovehiculului ;

— cazul II, asigură un grad mai mare de utilizare a capacităţii autovehiculului, dar micşorează productivitatea utilajului de încărcare.

Pentru exemplificare se fac următoarele consideraţii :

$$\left.\begin{aligned} \alpha &= 90^\circ \\ t_c &= 35 \text{ s} \\ t_{as} &= 25 \text{ s} \end{aligned}\right\}, \qquad (11)$$

$$N = 2{,}2 \; ; \; 3{,}2 \; ; \; \ldots ; 10{,}2$$

(adică pentru umplerea autovehiculelor se mai descarcă 1/5 dintr-o cupă — cazul cel mai defavorabil al ipotezei făcute).

Valorile coeficientului de utilizare a capacităţii autovehiculelor pentru cazul I, în care acestea sînt încărcate dintr-un număr întreg de cupe — deşi capacitatea lor depăşeşte acest număr cu 20% din capacitatea unei cupe — sînt redate în tabela 2.

În ceea ce priveşte valorile coeficientului care indică reducerea productivităţii utilajului de încărcare, pentru cazul II, în care autovehiculele de aceleaşi capacităţi ca mai sus sînt încărcate la capacitatea lor, sînt prezentate în tabela 3.

Situaţia considerată este desigur cea mai dezavantajoasă, deoarece pentru autovehicule de capacităţi mai mari de $N + 0{,}2$ capacităţi de cupe, coeficienţii calculaţi C_p şi C_i, se îmbunătăţesc.

În eventualitatea că există o atare situaţie, stabilirea cazului economic avantajos se face pentru fiecare situaţie în parte pe baza unei analize economice, deoarece — deşi tabelele scot în evidenţă descreşterea mai mare în cazul productivităţii excavatorului — trebuie avut în vedere la comparare numărul de autobasculante care revine unui excavtor.

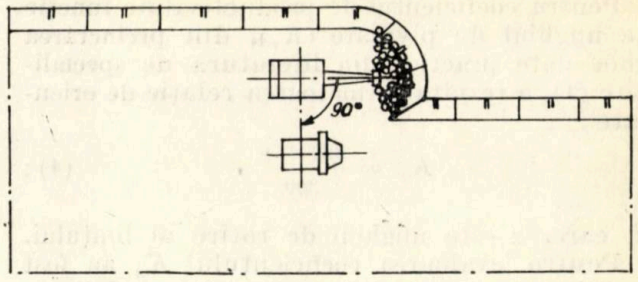


Fig. 1. Încărcarea pe o parte a excavatorului.

În cele ce urmează se va dezvolta numai cazul I, adică umplerea autovehiculelor la capacitatea lor cu un număr întreg de cupe.

Descărcarea cupei utilajului de încărcare poate fi făcută pe orice parte a acestuia. Această posibilitate permite formularea unei noi probleme, care a fost enunţată şi în alte lucrări [2] şi anume : pentru a evita timpul de aşteptare necesar schimbări autovehiculului încărcat cu unul gol, utilajul de încărcat descarcă alternativ în două autovehicule aflate pe două laturi ale acestuia (fig. 2).

Faţă de prima schemă de încărcare (fig. 1), noua schemă diferă numai prin unghiul de încărcare al celui de al doilea autovehicul. În această situaţie se pune problema de a compara productivitatea excavatorului (P_{ex_1}) cînd timpul de aşteptare este nul, iar unghiul mediu de rotire al braţului este $135^\circ \left(\frac{90 + 180}{2}\right)$, cu productivitatea excavatorului (P_{ex_2}) cînd un-

Fig. 2. Încărcarea pe două părţi a excavatorului.

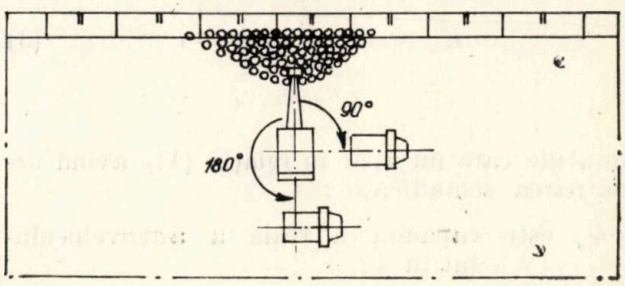


Tabela 2

N	2,2	3,2	4,2	5,2	6,2	7,2	8,2	9,2	10,2
C_i	0,91	0,94	0,95	0,96	0,97	0,974	0,976	0,979	0,98

Tabela 3

N	2,2	3,2	4,2	5,2	6,2	7,2	8,2	9,2	10,2
C_p	0,84	0,86	0,89	0,90	0,91	0,915	0,92	0,93	0,935

ghiul de rotire este de 90 °, iar timpul de aşteptare este diferit de zero.

Din tabela 4, în care s-au prezentat valorile raportului $\frac{P_{ex1}}{P_{ex2}}$, rezultă că pentru mai toate valorile lui N, care indică armonizarea capacităţilor — fapt care se stabileşte la pct. *E* — schema 2 este dezavantajoasă chiar în condiţiile cele mai defavorabile ale schemei 1, adică cînd timpul de aşteptare are o valoare suficient de mrae.

Schema de încărcare pe două părţi devine avantajoasă pentru situaţia cînd unghiul mediu de rotire al braţului este de 90°. Pentru situaţiile intermediare rămîne să se analizeze şi să se stabilească cazul favorabil, în funcţie de valoarea unghiului de rotire şi de durata de aşteptare.

În ceea ce priveşte gradul de utilizare al utilajului de încărcare folosit ca utilaj de încărcare şi definit ca raportul dintre productivitatea utilajului de încărcare cu descărcare în autovehicule (descărcare discontinuă) şi cea a utilajului de încărcare cu descărcare în depozit (descărcare continuă) este exprimabil ca funcţie de raportul dintre capacitatea autovehiculului şi capacitatea cupei utilajului de încărcare.

Productivitatea utilajului de încărcare cu descărcare continuă fiind :

$$P'_{ex} = \frac{12 \cdot k_u \cdot Q_c \ (390 - \alpha)}{k_{af} \cdot t_c}, \qquad (12);$$

raportul dintre cele două productivităţi are următoarea formă :

$$C_{ui} = \frac{t_c}{t_c + \frac{t_{aş}}{N}} \cdot 100. \qquad (13);$$

Cum N nu are valori continue ci valori discrete, variaţia căutată este tot de natură discretă, prezentîndu-se sub formă tabelară (tabela 5).

De aici, rezultă concluzia că productivitatea excavatorului cu descărcare discontinuă creşte proporţional cu raportul dintre capacitatea autovehiculului şi capacitatea cupei utilajului de încărcare.

Pentru cazul cînd capacitatea cupei este constantă, creşterea lui N se realizează numai pe seama creşterii capacităţii autovehiculului; aceasta conduce la concluzia că, în ultimă analiză, productivitatea utilajului de încărcare cu descărcare discontinuă creşte proporţional cu capacitatea autovehiculului.

B. Gradul teoretic de utilizare al autovehiculelor

Utilajele de transport sînt cu atît mai folosite ca mijloace de transport cu cît timpul afectat transportului are o pondere mai mare în raport cu durata completă a ciclului de transport.

Durata ciclului tinde să se suprapună cu durata de transport atunci cînd valorile duratelor celorlalte operaţii auxiliare (încărcare, descărcare etc.) devin cît mai mici posibile.

În cazul lucrului în carieră, intervin două particularităţi şi anume :

— durata de încărcare are o valoare relativ mare (în raport cu încărcarea din silozuri), deoarece aceasta depinde de productivitatea utilajului de încărcat ;

— din necesitatea alimentării excavatorului în mod continuu cu autovehicule, rezultă o nouă durată elementară, durata de aşteptare.

Cele două particularităţi determină o creştere substanţială a duratei complete a ciclului de transport, ceea ce duce implicit la modi-

Tabela 4

$t_{aş}$ \ N	2	3	4	5	6	7	8	9	10
15	1,03	0,97	0,94	0,92	0,91	0,90	0,89	0,89	0,88
20	1,09	1,01	0,97	0,95	0,93	0,92	0,91	0,90	0,89
25	1,15	1,05	1,01	0,97	0,95	0,93	0,92	0,91	0,91
	$P_{ex_1} > P_{ex_2}$			$P_{ex_1} < P_{ex_2}$					

Tabela 5

N	2	3	4	5	6	7	8	9	10
C_{ui}	73,8	80,8	84,8	87,5	89,5	90,7	91,8	92,6	94,4

ficarea ponderii operației de transport propriu-zise.

Modul de variație a ponderii operației de transport în ciclul complet de transport — definit ca grad de utilizare a autovehiculelor — este exprimabil ca funcție de valoarea raportului dintre capacitatea autovehiculului și capacitatea cupei utilajului de încărcare.

Din modul de definire, gradul teoretic de utilizare al autovehiculelor are următoarea expresie:

$$C_{va} = \frac{t_t}{t_t + t_i + t_d} \cdot 100, \qquad (14)$$

în care:

t_t este durata de transport, în s.

t_i — durata de încărcare, în s,

t_d — durata de descărcare și de manevrare, în s.

Durata de transport este dată de relația:

$$t_t = 3\,600\ d\left(\frac{1}{vg} + \frac{1}{vp}\right)$$

unde:

d este distanța, km,

v_g — viteza pentru gol, km/h (pentru drumuri de carieră $v_g = 25$ km/h),

v_p — viteza pentru plin, km/h ($v_p = 12{,}5$ km/h).

Durata de încărcare poate fi exprimată în funcție de elementele de productivitate ale încărcătorului, astfel:

$$t_i = \frac{Q_a}{K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a} \cdot t_c. \qquad (15)$$

În mod practic, durata t_d este egală cu 2—3 min.

Cu aceste detalii, relația coeficientului ponderii duratei de transport poate fi scrisă sub forma:

$$C_{ua} = \frac{12\ d}{12\ d + N + 3{,}34} \cdot 100. \qquad (16)$$

Variația coeficientului C_{ua}, în raport cu valorile discrete ale variabilelor d și N, este redată în tabela 6.

Din interpretarea relației (16), exemplificată prin tabela 6, rezultă cîteva trăsături interesante:

— Cele mai scăzute valori ale gradului de utilizare a autovehiculelor, pentru un anumit N, sînt date de cele mai mici distanțe de transport, aceasta ca urmare a faptului că duratele corespunzătoare operației de transport — care constituie operația de bază — sînt relativ mici în raport cu duratele celorlalte operații auxiliare.

— Cu cît capacitatea vehiculului de transport este mai mare, iar capacitatea utilajului de încărcare este mai mică — pentru o anumită distanță de transport — cu atît crește durata operației de încărcare, ceea ce în final duce la micșorarea gradului de utilizare.

— Pentru o distanță de transport mai mare de 5 km, gradul de utilizare al autovehiculelor — pentru aceeași distanță de transport — descrește relativ încet, întrucît distanța de transport a atins o valoare suficient de mare pentru ca coeficientul C_{ua} să nu mai fie influențat determinant de creșterea duratei de încărcare (concretizată prin creșterea raportului N).

Este important de observat că, în timp ce gradul de utilizare al utilajului de încărcare crește proporțional cu raportul N, gradul de

Tabela 6

d \ N	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	69,3	65,5	62,0	59,0	56,2	53,7	51,5	49,3	47,3
2	82,0	79,2	76,6	74,3	72,0	70,0	68,0	66,0	64,3
3	87	75,0	83,1	81,2	79,4	77,7	76,2	74,3	73,0
4	90,2	88,4	86,8	85,4	83,8	82,4	81,0	79,7	78,3
5	92,0	90,6	89,2	88,0	86,7	85,4	84,2	83,1	82,0
6	93,2	92,0	90,8	89,7	88,5	87,5	86,5	85,5	84,4
7	94,1	93,1	92,1	91,1	90,1	89,2	88,1	87,2	86,4
8	94,6	93,8	92,8	92,0	91,0	90,2	89,4	88,6	87,7
9	95,2	94,4	93,6	92,8	92,0	91,3	90,5	89,7	88,8
10	95,7	94,9	94,3	93,6	92,8	92,2	91,4	90,6	89,7

utilizare al autovehiculelor descreşte în raport cu aceeaşi variabilă.

Acest fapt reliefează existenţa unor valori ale lui N — într-un interval relativ redus — care corespund unui grad de utilizare al utilajelor de încărcare şi transport cu valori maxime.

C. *Gradul teoretic de utilizare al utilajelor de încărcare cu cupă şi transport auto*

Gradul de utilizare comun al utilajelor de încărcare şi al autovehiculelor exprimă folosirea ca mijloace de încărcare a utilajelor de încărcare şi respectiv utilizarea ca mijloace de transport a autovehiculelor.

Media celor doi coeficienţi a fost definită ca grad de utilizare comun al utilajelor de încărcare şi transport, valorile fiind redate în tabela 7.

Din analiza tabelei 7, rezultă primele concluzii ale armonizării utilajelor de încărcare cu mijloacele de transport:

— pentru fiecare distanţă de transport dată există o singură valoare maximă a gradului de utilizare (la stînga valorile cresc, iar la dreapta descresc, încît nu există o valoare mai mare în intervalul studiat

$$[N = 2;\ N = 10]);$$

— valorile lui N corespunzătoare valorilor gradului de utilizare maxim, indiferent de distanţele de transport, sînt mai mari decît valoarea acceptată practic ($N = 3$) ca limită minimă pentru evitarea consecinţelor şocului mecanic transmis autovehiclelor de energia cinetică a materialului descărcat din cupa [3];

— valorile de armonizare ale lui N sînt funcţie de distanţele de transport; aceasta se explică prin faptul că prin creşterea distanţei de transport, gradul de utilizare al autovehiculelor ca mijloace de transport creşte mai mult decît descreşterea utilizării utilajului de încărcare, ceea ce conduce la deplasarea gradului maxim către dreapta intervalului lui N.

Din punct de vedere teoretic, pentru armonizarea utilajelor de încărcare cu cupă cu mijloacele de transport auto — pentru distanţe de transport cuprinse între 1 şi 10 km — este indicat să se folosească autovehicule cu capacitatea reală de 4—8 ori mai mare decît capacitatea reală a cupei utilajului de încărcare.

D. Gradul real de utilizare a autovehiculelor

Caracterul teoretic al armonizării a fost imprimat de relaţia (14), care exprimă o situaţie ideală în care pentru alimentarea continuă a utilajului de încărcare cu autovehicule nu este permisă nici o abatere de la duratele elementare ale ciclului de transport. În realitate însă, intervine — inevitabil — neregularităţi în ceea ce priveşte îndeplinirea programului de transport. Această situaţie determină mărirea numărului de autovehicule, care se regăseşte sub forma creşterii duratei ciclului de transport. Consecinţa acestei situaţii este apariţia unei noi durate elementare, durata de aşteptare a autovehiculului.

Această durată se consumă la cele două capete ale traseului, în mod normal la punctul de încărcare, mărind astfel siguranţa funcţionării continue a utilajului de încărcare.

Tabela 7

d \ N	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	71,55	73,15	73,40	73,25	72,85	72,20	71,65	70,95	70,35
2	77,90	80,00	80,70	80,90	80,75	80,35	79,90	79,30	78,85
3	80,40	82,90	83,95	84,35	84,45	84,20	84,00	83,55	83,20
4	82,00	84,60	85,80	86,45	86,65	86,55	86,40	86,15	85,85
5	82,90	85,70	87,00	87,75	88,10	88,05	88,00	87,85	87,70
6	83,50	86,40	87,80	88,60	89,00	89,10	89,05	89,05	87,90
7	83,95	86,95	88,45	89,30	89,80	89,95	89,95	89,40	88,90
8	84,20	87,30	88,80	89,75	90,25	90,45	90,60	90,60	90,55
9	84,50	87,60	89,20	90,15	90,75	91,00	91,15	91,15	91,10
10	84,75	87,85	89,55	90,55	91,15	91,45	91,60	91,60	91,55

Numărul de autovehicule, care asigură funcționarea continuă a excavatorului este dat de relația :

$$n = \frac{T_c}{t_i} \qquad (17);$$

(T_c — durata completă a unui ciclu de transport).

Relația (17), sub formă desfășurată, se prezintă astfel :

$$n = \frac{t_t + t_a}{t_i} + 1. \qquad (18)$$

Limitată la condițiile (11), ultima relație devine :

$$n = \frac{12\,d + 3{,}34}{N} + 1. \qquad (19)$$

Pentru acoperirea neuniformităților de transport, numărul de autovehicule teoretic se majorează cu un coeficient K, rezultînd astfel numărul real de autovehicule :

$$n_r = K\left(\frac{12\,d + 3{,}34}{N} + 1\right).$$

În această situație, durata de așteptare a unui autovehicul lîngă utilajul de încărcat are expresia :

$$t_a = T_c\left(\frac{n_r}{n} - 1\right).$$

Introducînd expresia duratei de așteptare t_a, în relația (14), se obține relația gradului de utilizare reală a autovehiculelor :

$$C'_{ua} = \frac{t_t}{\frac{n_r}{n}(t_t + t_i + t_d)} \cdot 100, \qquad (20)$$

sau încă :

$$C'_{ua} = \frac{1}{K} \cdot C_{ua}. \qquad (21)$$

Deci, toate valorile lui C'_{ua} sînt constant micșorate față de valorile lui C_{ua}.

Din această cauză, coeficientul real de utilizare a utilajelor de încărcare cu cupă și transport auto își păstrează punctele de maxim din tabela 7 — care redă valorile coeficientului teoretic — cu deosebirea că noile valori sînt ceva mai mici.

★

Adoptarea întocmai a numărului de autovehicule rezultat din calcul nu este posibilă decît în situația valorilor întregi.

În situația valorilor zecimale se adoptă numărul de autovehicule rezultate din relația :

$$N = |n_{ui} \cdot n_r| + 1,$$

în care :

n_{ui} este numărul utilajelor de încărcare ;

n_r — numărul de autovehicule care revine unui utilaj de încărcare.

Ultima situație cuprinde două cazuri extreme :

— cazul cînd numărul utilajelor de încărcare este suficient de mare încît coeficientul de neuniformitate, rezultat în urma operației de întregire, tinde către valoarea lui dorită — cazul favorabil — și

— cazul cînd există un singur utilaj de încărcare pe carieră, sau pe o treaptă ale cărei legături cu celelalte trepte nu permite reglarea ușoară a parcului de autovehicule de la o treaptă la alta — cazul defavorabil.

Primul caz deoarece coeficientul de neuniformitate, rezultat în urma operației de întregire, tinde către valoarea coeficientului fixată inițial, se apropie de situația cînd numărul autovehiculelor care revine unui utilaj de încărcare este întreg. Deci, pentru primul caz sînt valabile valorile de armonizare din tabela 7.

În cazul al doilea se calculează numărul de autovehicule care revine unui singur utilaj de încărcare.

Întrucît este necesar să se facă întregirea superioară a numărului de autovehicule rezultate este posibil ca prin această operație să se asigure și coeficientul de neuniformitate, relația de calcul fiind :

$$n'_r = \left|\frac{12\,d + 3{,}35}{N} + 1\right| + 1. \qquad (22)$$

Pin operația de întregire apar unele aspecte deosebite, deoarece același număr care rezultă din întregire este dat de toate numerele cuprinse în intervalul ($N + 0{,}01$; $N + 0{,}99$).

Pentru exemplificare, în tabela 8 se prezintă valorile numărului de autovehicule aferente unui excavator calculate cu relația de mai sus, în funcție de variabilele N și d.

Este de observat că valoarea raportului N — pentru o distanță dată — corespunzătoare primului termen al șirului de valori egale, indică o situație relativ avantajoasă, dar nu absolută, deoarece pentru un N inferior corespunde și o productivitate mai mică a excavatorului.

Pentru $d < 5$ km, valorile lui n_r nu se mai repetă, deoarece în interval a două numere consecutive nu se întîlnește decît o singură valoare a lui n_r, aceasta ca urmare a faptului că distanța d devine suficient de mare.

Tot în cazul al doilea, atunci cînd prin operația de întregire nu se asigură coeficientul de neuniformitate dorit, se folosește relația :

$$n''_r = \left|K\left(\frac{12\,d + 3{,}35}{N} + 1\right)\right| + 1 \qquad (23)$$

Tabela 8

d \ N	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	9	7	5	5	4	4	3	3	3
2	15	11	8	7	6	5	5	5	4
3	21	15	11	9	8	7	6	6	5
4	27	19	14	12	10	9	8	7	7
5	32	23	17	14	12	11	9	9	8
6	39	27	20	17	14	12	11	10	9

Cu ajutorul relației (20) și a uneia din relațiile (22) și (23), s-au calculat valorile gradului real de utilizare al autovehiculelor care deservesc un singur utilaj de încărcare, valori redate în tabela 9.

Se observă că față de cazul favorabil (tabela 6), valorile din tabela 9 sînt cu mult mai mici și nu mai prezintă fenomenul de descreștere uniform-monotonă în raport cu variabila N, acestea fiind consecințele operației de întregire.

E. Gradul real de utilizare al utilajelor de încărcare cu cupă și transport auto

Considerînd valorile din tabelele 5 și 9, se determină gradul de utilizare al utilajelor de încărcare și a autovehiculelor pentru cazul defavorabil (tabela 10).

Cum coeficientul de utilizare al autovehiculelor (tabela 9) nu mai respectă o lege de variație, valorile de armonizare nu se mai mențin grupate ca în cazul favorabil, ci sînt dispersate.

Comparînd valorile de armonizare din cele două cazuri, rezultă că se mențin — cu o singură excepție — în același interval (4; 8) cu deosebirea că în cazul defavorabil nu există nici o dependență în raport cu distanța de transport.

Deoarece toate cazurile practice se încadrează între cele două cazuri extreme, în concluzie, pentru armonizarea reală a utilajelor de încărcat cu cupă cu utilajele de transport auto este indicat să se folosească — pentru distanța sub 10 km — autovehicule cu capacitatea reală mai mare de 4—8 ori capacitatea reală a cupei (în funcție de distanța de transport și de numărul de utilaje de încărcare).

În literatura de specialitate, fără a se preciza distanța de transport, se indică un raport

Tabela 9

d \ N	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	60,2	57,4	50,0	48,0	50,1	42,9	37,6	44,4	39,7
2	70,7	66,6	66,6	60,3	57,2	57,4	60,3	53,2	47,9
3	78,4	74,6	74,8	71,8	66,7	64,2	64,5	66,5	59,8
4	79,8	79,6	74,8	73,6	72,8	68,6	68,1	66,4	68,6
5	82,6	80,2	78,9	76,5	76,6	74,8	75,2	74,2	66,7
6	84,7	82,8	81,6	80,0	78,2	76,7	72,3	71,2	70,8
7	84,0	84,5	81,5	81,2	79,7	77,6	78,0	75,0	73,7
8	86,0	83,7	82,7	80,6	76,5	78,3	77,6	79,6	77,6
9	85,8	85,0	84,3	80,7	82,8	79,2	82,2	78,6	80,7
10	86,3	84,5	83,4	83,6	81,2	83,7	81,4	80,9	78,0

Tabela 10

d \ N	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	67,00	69,10	67,40	67,75	69,80	66,80	64,70	63,50	61,55
2	72,25	73,70	75,70	73,90	73,35	74,05	76,01	72,90	70,90
3	76,10	77,70	79,80	79,65	78,10	77,45	78,15	79,55	76,60
4	76,80	80,20	79,80	80,55	81,15	79,65	79,95	79,50	81,00
5	78,20	80,50	81,85	82,00	83,05	82,75	83,50	83,40	80,05
6	79,25	81,80	83,20	83,75	83,85	83,70	82,05	81,90	82,10
7	78,90	82,65	83,15	84,35	84,60	84,15	84,90	83,80	83,55
8	79,90	82,25	83,75	84,05	83,00	84,50	84,70	86,10	85,50
9	79,80	82,90	84,55	84,10	86,65	84,95	87,00	85,60	87,00
10	80,05	82,65	84,10	85,55	85,35	87,20	86,60	86,75	85,70

între capacitatea autovehiculelor şi a cupei utilajelor de încărcat de 4—5 [1], iar în alte cazuri, intervale mai largi, şi anume, 3—11 [3].

II. Posibilitatea de optimizare

Armonizarea capacităţilor, care se bazează pe realizarea celui mai înalt grad de utilizare al celor două grupe de utilaje, nu este absolut suficientă (gradul de utilizare fiind un parametru pur fizic).

Ca orice utilaj, autovehiculele sînt produse de diverse firme, ceea ce contribuie ca, la aceeaşi capacitate, valorile de achiziţie şi indicii tehnico-economici să difere.

Pentru alegerea, dintr-o serie de aceleaşi capacităţi, a tipului care are cea mai mare eficacitate economică, este necesar să se considere toate cheltuielile componente preţului de cost.

Ca o consecinţă a competivităţii de fabricaţie, este posibil ca un anumit tip de autovehicul, de o capacitate imediat inferioară unei capacităţi date, să ducă la un cost unitar favorabil (adică eficacitatea economică a tipului de capacitate superioară rezultată de pe urma unui consum de manoperă scăzut să fie anihilat şi întrecut de cheltuielile suplimentare provenite din consumuri ridicate, amortisment mare etc.). În această situaţie nu este suficientă compararea economică a tipurilor de autovehicule de capacitate armonizată, intervalul de comparaţie necesitînd a fi extins şi la tipurile cu capacitate din vecinătatea capacităţii armonizate.

Determinarea în mod absolut a tipului de autovehicul, corespunzător unei anumite capacităţi a utilajului de încărcare, constituie optimizarea acestei probleme.

Datorită calculelor laborioase pe care le comportă stabilirea preţului de cost comun încărcării şi transportului pentru mai multe tipuri de autovehicule, optimizarea devine viabilă numai în cazul utilizării calculatoarelor electronice.

Pentru optimizare, este necesar să se definească o funcţie de eficienţă, care în cazul de faţă are următoarea structură:

$$P_c = \frac{\Sigma_i C_{exi} + n_r \Sigma_j Ca_j}{P_{ex}}, \qquad (24)$$

termenii care apar suplimentar avînd semnificaţia:

$\Sigma_i C_{exi}$ — suma cheltuielilor orare ale excavatorului (amortisment, manoperă, materiale, energie, reparaţii etc.);

$\Sigma_j Ca_j$ — suma cheltuielilor orare ale unui autovehicul.

Pentru calculele de optimizare, cel mai indicat ar fi calculatorul cu cartele. Fiecare cartelă ar conţine toate datele unui singur tip de autovehicul, ele fiind ordonate după capacitate.

Schema logică s-ar prezenta ca în figura 3.

Semnificaţia blocurilor logice din figură este următoarea:

1. Într-o adresă de lucru α (un anumit spaţiu din memoria calculatorului în care se depun informaţii) se introduce valoarea zero. La această adresă se depun pe rînd valorile funcţiei de eficienţă P_c, care se reţin pentru comparaţie.

În altă adresă de lucru β se depune informaţia care indică cu ce cartelă — respectiv cu care tip de capacitate inferioară — începe analiza economică.

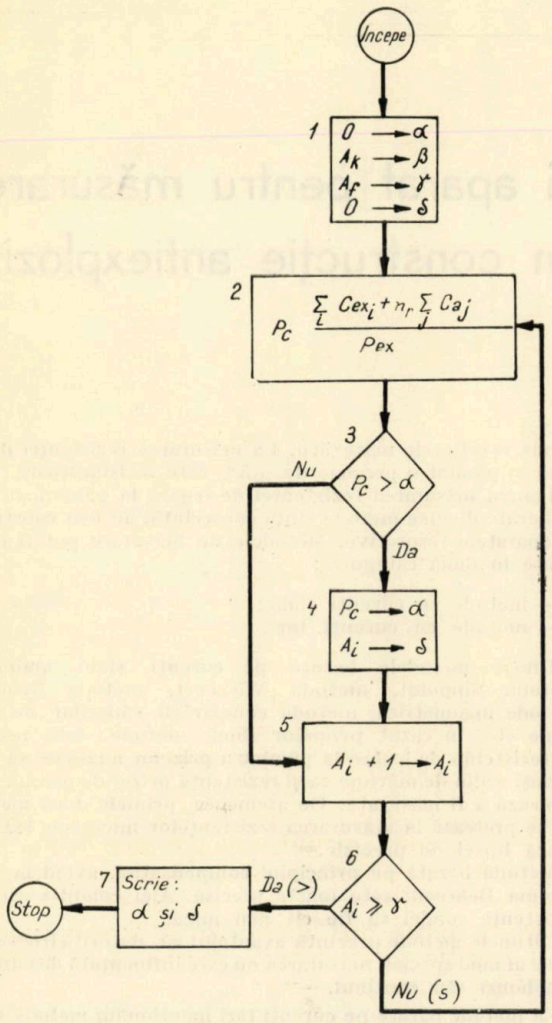


Fig. 3. Schema logică de corelare optimă a capacității autovehiculelor cu capacitatea utilajului de încărcat.

În adresa de lucru γ se introduce indicativul cartelei cu care se sfîrșește analiza economică.

În fine, adresa δ este destinată înregistrării tipului de autovehicul care corespunde costului P_c, care a fost înregistrat la adresa α.

Aceasta constituie blocul logic de inițializare a datelor.

2. Cu datele explorate din cartela inițială cu indicatorul înscris în adresa β, se calculează funcția de eficiența P_c. Algoritmul funcției P_c este suficient de mare, deoarece este constituit din mai multe algoritme parțiale (pentru fiecare notație din (24) existînd o relație).

3. După ce s-a obținut valoarea funcției P_c, se face compararea cu valoarea reținută în adresa α : dacă $P_c < \alpha$ se face transfer la blocul 4, dacă $P_c > \alpha$, se sare peste blocul 4, la blocul 5.

4. Dacă s-a constatat că $P_c < \alpha$, se introduce valoarea P_c în adresa α, iar în adresa δ se introduce adresa tipului de autovehicul care a condus la valoarea P_c înregistrată în α.

5. În situația cînd $P_c < \alpha$ — ceea ce înseamnă că prețul de cost al tipului examinat este mai mare decît a unui tip înregistrat anterior — se trece la examinarea unui alt tip, care se află la adresa imediat următoare $(i + 1)$.

6. Pentru a nu depăși ultimul tip de autovehicul — înregistrat la adresa γ — care privește analiza dorită, în momentul cînd s-a trecut la un nou tip — blocul 5 — se face comparația cu cel final. Dacă nu s-a ajuns, sau s-a căzut pe ultimul tip care mai intră în analiză, se trece la calculul lui P_c (blocul 2).

7. În caz contrar se dispune ordinul ca calculatorul să scrie valorile din adresele δ și α care reprezintă adresa tipului care a dus la soluția optimă și respectiv prețul de cost corespunzător.

Prin rezolvarea optimă a problemei complexe de corelare a capacității utilajului de încărcat cu volumul de masă minieră și de corelare a capacității utilajului de transport cu capacitatea utilajului de încărcat ales, se pune bază rezolvării științifice a celei mai importante părți din tehnologia unei cariere.

Concluzii

Introducerea organizării științifice a producției necesită analize detaliate ale proceselor tehnologice, care să permită corelarea proceselor ce se condiționează reciproc.

Cele mai importante procese, care se întrepătrund și se condiționează reciproc din tehnologia de exploatare în carieră, sînt încărcarea cu utilaje cu cupă și transportul cu autovehicule.

Datorită fundamentării pe parametrii fizici, rezultatele armonizării capacității autovehiculelor cu capacitatea utilajelor de încărcat ar putea fi aplicate cu prioritate la întocmirea studiilor preliminare și într-o mai mică măsură la studiile tehnico-economice.

Pentru proiectele de execuție, corelarea capacităților ar trebui împinsă pînă la stabilirea soluției optime, care asigură cel mai mic preț de cost comun celor două procese.

Întrucît stabilirea soluției optime se realizează cu ajutorul calculatorului electronic, optimizarea se poate extinde și pentru corelarea capacității utilajului de încărcare cu volumul masei miniere.

În acest din urmă caz problema devine complexă și rezolvă în mod absolut partea cea mai importantă de proiectare a unei cariere.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Agenda memento des mines.* Ed. Dunod, 1966.
[2] Flachsenberg. *Încărcarea și transportul la carierele de piatră.* Revista Aufberestungstehnik nr. 3, 1965.
[3] Vasiliev, M. V. *Transportul contemporan în cariere,* 1960.

Note

Contribuţii asupra realizării unui aparat pentru măsurarea rezistenţei prizelor de pămînt în construcţie antiexplozivă cu siguranţă intrinsecă

Ing. M. PĂSCULESCU
ing. GH. POPESCU

În reţelele cu neutrul izolat, pentru protejarea personalului împotriva electrocutării la atingerea părţilor metalice ale echipamentului electric, care în mod normal nu sînt sub tensiune, însă datorită distrugerii izolaţiei pot ajunge sub tensiune, corpul maşinilor şi aparatelor electrice, ramele şi carcasele tablourilor de distribuţie, celulelor, transformatoarelor şi aparatelor de măsură, armătura cablurilor etc. se leagă la pămînt prin intermediul unor prize de pămînt.

Instalaţia de legare la pămînt este constituită din tot ansamblul prizelor de pămînt aflate în directă legătură cu solul şi conductoarele folosite pentru racordarea elementelor staţiei la prize sau conectarea prizelor între ele. Rezistenţa de trecere la pămînt a prizelor depinde de numeroşi factori, care îi influenţează valoarea. Dintre aceştia amintim:

— dimensiunea şi forma geometrică a electrozilor;
— poziţia lor faţă de suprafaţa solului;
— poziţia lor reciprocă;
— configuraţia reţelei de legare la pămînt;
— rezistivitatea solului;
— intensitatea şi frecvenţa curentului care străbate priza;
— încălzirea electrozilor prin trecerea curentului electric.

Datorită numărului mare de factori care intervin, determinarea rezistenţei prizelor de pămînt prin calcul se face mai greu şi dă erori, prin faptul că se utilizează formule simplificatoare. De aceea verificarea prizelor de pămînt se face prin măsurarea rezistenţei de trecere, care este raportul dintre tensiunea măsurată şi curentul care se scurge în acel timp prin priză la pămînt.

În practică însă, nu se măsoară rezistenţa de trecerea prizei de pămînt ci rezistenţa de legare la pămînt a instalaţiei, care mai cuprinde în plus şi rezistenţa conductorului de legare la pămînt. Deci rezistenţa de legare la pămînt este raportul dintre tensiunea faţă de potenţialul zero al unui punct din instalaţia legată la pămînt şi curentul ce se scurge în acelaşi moment prin priză la pămînt.

Măsurarea rezistenţei de legare la pămînt este necesară pentru verificările periodice ale stării prizelor la pămînt, cerute de prescripţiile de exploatare în vigoare şi face parte din categoria celor mai importante măsurători.

Siguranţa şi calitatea protecţiei contra atingerilor şi a supratensiunilor în instalaţiile electrice de înaltă şi joasă tensiune poate fi apreciată pe baza datelor obţinute prin măsurarea rezistenţei de legare la pămînt.

Rezistenţa de legare la pămînt trebuie măsurată exclusiv numai în curent alternativ, deoarece curentul continuu ar provoca fenomenul de polarizare în pămînt, ceea ce ar deforma rezultatele măsurării. La măsurarea rezistenţei de legare la pămînt o precizie de $\pm 5\%$ este satisfăcătoare.

Pentru măsurarea rezistenţei de legare la pămînt au fost elaborate diverse metode şi, în consecinţă, au fost construite şi aparatele respective. Metodele de măsurare pot fi clasificate în două categorii:

— metode cu curenţi slabi;
— metode cu curenţi tari.

Dintre metodele bazate pe curenţi slabi amintim: metoda Nippoldt, metoda Wiechert, metoda Behrend, metoda logometrică, metoda comparării căderilor de tensiune etc. În cazul primelor două metode, este necesar ca rezistenţa de legare la pămînt a prizelor auxiliare să aibă acelaşi ordin de mărime ca şi rezistenţa prizei de pămînt care urmează a fi măsurată. De asemenea, primele două metode nu se pretează la măsurarea rezistenţelor mici, sub 1Ω, din cauza lipsei de precizie.

Metoda bazată pe principiul compensaţiei, avînd la bază schema Behrend, este foarte precisă. Aici condiţia este ca rezistenţa sondei să fie cît mai mică.

Ultimele metode prezintă avantajul că, datorită frecvenţei alese în mod special, măsurarea nu este influenţată de curenţii vagabonzi sau continui.

Ca metode bazate pe curenţi tari menţionăm metoda voltmetru — ampermetru, metoda wattmetru — ampermetru şi metoda wattmetru — voltmetru. În general, acestea au o precizie mai mică decît metodele de măsurare cu compensare şi cer măsurări speciale de siguranţă, însă au avantajul că nu necesită aparate speciale.

Aparatele utilizate pentru măsurarea rezistenţei prizelor de pămînt trebuie să îndeplinească următoarele condiţii:

— o suficientă exactitate a măsurării (eroarea măsurării să nu depăşească 5%);
— posibilitatea de a măsura rezistenţe mici, cu precizia indicată anterior (pînă la zecimi sau chiar sutimi de ohm);
— posibilitatea de a obţine valoarea rezistenţei prizei printr-o singură măsurătoare;
— posibilitatea de a determina rezultatul, fără calcule, direct pe scala instrumentului;
— posibilitatea de folosire a unei aparaturi simple şi uşor de transportat;
— independenţa preciziei măsurării de rezistenţă a prizei auxiliare şi a sondei folosite la măsurare;
— posibilitatea de a elimina influenţa curenţilor străini asupra rezultatului măsurătorii.

În plus, pentru folosirea aparatelor în minele cu pericol de explozie de gaz sau praf de cărbune trebuie să se prezinte siguranţă împotriva exploziilor.

În minele din ţara noastră, în prezent se folosesc aparate de fabricaţie străină şi anume tipurile IMU, Terromet, MC-08. Toate aceste aparate, neavînd o construcţie cu siguranţă intrinsecă, se pot folosi pentru măsurători în minele cu pericol de gaz sau praf numai cu condiţia ca ele să respecte cu stricteţe normele de tehnica securităţii pentru minele cu pericol de explozie (controlul conţinutului de metan în atmosfera minei etc.).

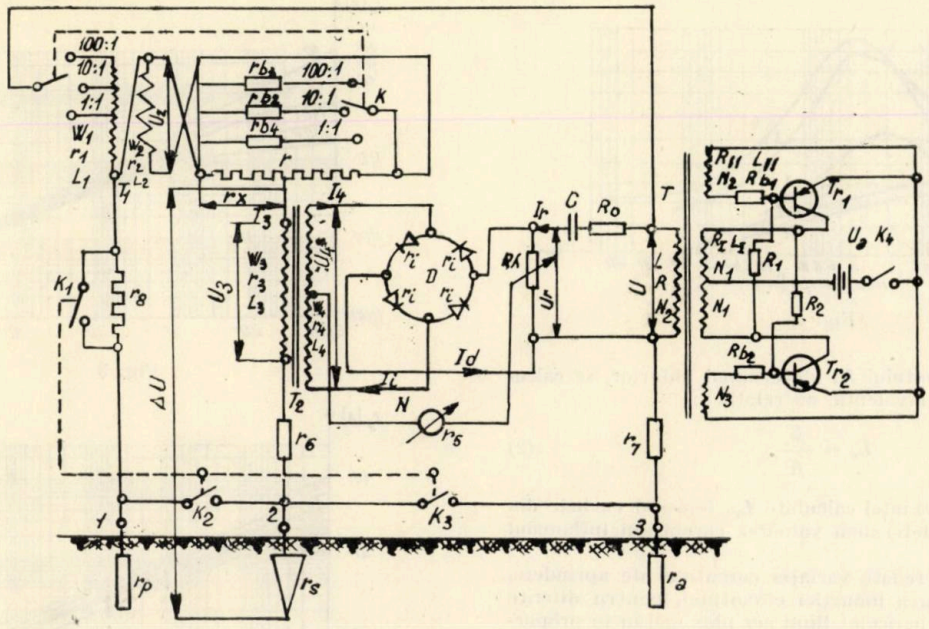


Fig. 1

Aparatele în construcţie cu siguranţă intrinsecă sînt astfel concepute încît scînteile electrice pe care le produc să nu fie capabile să provoace aprinderea unei atmosfere inflamabile, atît în regim normal cît şi în regim de avarie. Această proprietate se obţine printr-o alegere potrivită a parametrilor circuitelor, care condiţionează capacitatea descărcărilor electrice de a aprinde amestecuri inflamabile. În acest fel, nu mai este necesară utilizarea carcaselor cu interstiţii antideflagrante, sau umplute cu medii protectoare, obţinîndu-se totodată o construcţie uşoară şi ieftină.

Ţinînd seama de condiţiile existente în subteran şi de importanţa măsurării şi verificării instalaţiilor de legare la pămînt, precum şi de avantajele construcţiei antiexploziv cu siguranţă intrinsecă, se poate afirma că realizarea unor aparate de măsurat rezistenţa prizelor de pămînt în construcţie cu siguranţă intrinsecă este deosebit de importantă pentru industria minieră din ţara noastră.

Prin folosirea acestor aparate cu siguranţă intrinsecă se asigură un înalt grad de securitate în minele cu pericol de explozie, precum şi o deservire şi manipulare comodă, mai ales la controlul instalaţiilor de legare la pămînt care ocupă suprafeţe întinse, ţinînd cont că pentru un aparat portabil greutatea acestuia este o caracteristică de prim ordin.

I. Studiul siguranţei intrinseci

În cele ce urmează se prezintă un studiu, din punctul de vedere al siguranţei intrinseci, al unui aparat pentru măsurarea rezistenţelor prizelor de pămînt proiectat de ing. Dörner Mihai, de la Institutul Politehnic Timişoara, în anul 1961.

Schema generală a acestui aparat este indicată în figura 1.

Aparatul are trei domenii de măsurare şi anume: 0—5 Ω; 0—50 Ω; 0—500 Ω, acestea obţinîndu-se prin executarea transformatorului T_1 cu prize în primar, astfel încît să se poată varia raportul de transformare în mod corespunzător de 1 : 1, 10 : 1 şi 100 : 1. Pentru a nu avea prea multe spire în primar la raportul 100 : 1, se aleg rapoartele de transformare ale transformatorului T_1, 1 : 2, 5 : 1 şi 50 : 1. Alimentarea schemei se face de la două baterii de buzunar de 4,5 V legate în serie. Transformarea curentului continuu în curent alternativ se face cu ajutorul unui convertor cu tranzistoare, care elimină contactele mobile şi de aceea este mai sigur în exploatare, mai puţin sensibil la şocuri mecanice şi are o durată de viaţă mai lungă. În plus, absenţa scînteii în momentul comutării elimină paraziţii în restul aparatajului electric. Tensiunea continuă joasă este transformată în osciaţii dreptunghiulare, comutîndu-se succesiv bateria de alimentare pe înfăşurarea primară a unui transformator T. În secundar oscilaţiile dreptunghiulare de amplitudine mare sînt folosite pentru alimentarea schemei. Transformatorul T_2 are rolul de a cupla electromagnetic circuitul sondei cu circuitul instrumentului indicator. Consumul acestui transformator trebuie să fie minim posibil pentru a se putea realiza o precizie mare. În secundarul transformatorului T_2 se conectează redresorul D şi instrumentul indicator de zero N. Redresorul se construieşte cu diode cu germaniu şi se redresează ambele alternante, obţinîndu-se astfel o precizie mărită a aparatului. Pentru a putea utiliza un instrument indicator sensibil, un microampermetru magnetoelectric, este necesară utilizarea unui sistem de redresare care să închidă şi să deschidă circuitul instrumentului în momentul cînd tensiunea circuitului instrumentului trece prin maximum, însă aceasta numai atunci cînd rezistenţa de comparaţie r_x corespunde rezistenţei prizei de măsurat r_p. În acest caz, valoarea medie a curentului care trece prin instrumentul indicator este zero şi, deci, instrumentul nu deviază.

Pentru a studia siguranţa intrinsecă a acestui aparat, trebuie cunoscuţi parametrii circuitelor şi elementelor ce compun schema.

S-au calculat inductanţele conform metodologiei indicate în normele C.A.E.R. din anul 1961, referitoare la sistemele antigrizutoase asigurate contra scînteierii. În anexa 1 a acestor norme se indică următorul mod de lucru: pentru circuitele electrice cu bobine de inductanţă cu miezuri de oţel se calculează valoarea inductanţelor bobinelor cu formula cunoscută:

$$L = \frac{B \cdot S \cdot W}{I} 10^{-8}, \text{ H} \qquad (1)$$

în care:

I este curentul nominal, A;
S — secţiunile miezului, cm²;
B — inducţia magnetică, Gs;
W — numărul spirelor.

După curbele din figura 2, se determină coeficientul $K = \frac{L}{L_e}$, corespunzător secţiunii circuitului magnetic dat, sau celei mai apropiate secţiuni inferioare (curbele 1, 2, 3 4, 5 corespund respectiv secţiunilor 1,6; 2,6; 4,5; 5,5; 6,1 cm²).

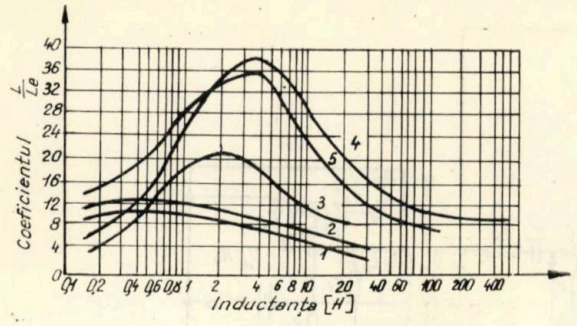


Fig. 2

Cu ajutorul coeficientului K, determinat anterior, se calculează inductanța echivalentă, cu relația :

$$L_e = \frac{L}{K}. \qquad (2)$$

Cu ajutorul inductanței calculate L_e, folosind curbele din figurile 3 și 4, se determină valoarea curentului inflamabil $I_{p10^{-3}}$.

În figura 3 este redată variația curentului de aprindere, în funcție de valoarea inducției circuitului, pentru diferite tensiuni, amestecul periculos fiind aer plus metan în proporție de 8,3—8,6%. În figura 4 este ilustrată aceeași variație, amestecul periculos fiind însă aer plus hidrogen, în proporție de 20%.

Corespunzător schemei aparatului, la determinarea curenților inflamabili s-au considerat următoarele circuite :

— circuitul principal de măsură (secundarul transformatorului T, primarul transformatorului T_1, rezistența prizei de pământ ce se măsoară, rezistența prizei auxiliare, rezistența de limitare). Pentru acest circuit s-au studiat trei cazuri, corespunzătoare celor trei domenii de măsură ale aparatului, respectiv celor trei poziții ale comutatorului K;

— circuitul secundarului transformatorului T_1, aici considerîndu-se, de asemenea, trei situații;

— circuitul sondei;

— circuitul redresorului;

— circuitul sursei de alimentare (baterie, emiter, colector, înfășurarea primară a transformatorului T);

— circuitul bazei tranzistoarelor;

— circuitul secundarului transformatorului T, rezistență R_0, capacitatea C, rezistența R_h.

Pentru fiecare circuit în parte, cunoscîndu-se valorile inductanței și tensiunii, s-a determinat curentul inflamabil $I_{p10^{-3}}$. S-a lucrat în ipoteza unui amestec de aer + (8,3 ÷ 8,6)% CH_4. Pentru valorile tensiunii, pentru care nu corespund curbe $I_a = f(L)$, s-a considerat treapta de tensiune imediat

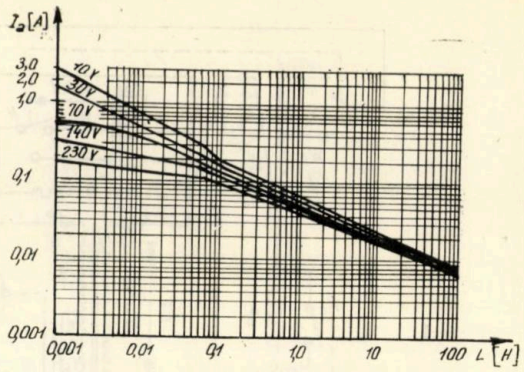


Fig. 3

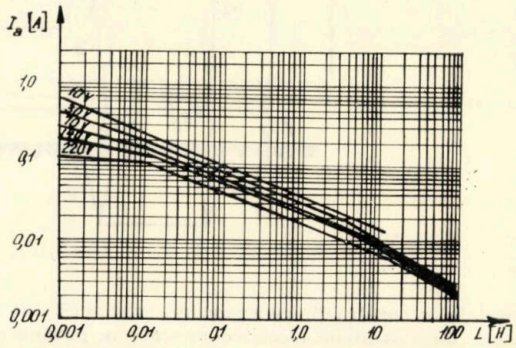


Fig. 4

superioară, existentă în diagramă, deci calculul este acoperitor.

În continuare, s-a trecut la determinarea curenților maximi admisibili pentru regimul normal de funcționare $I_{p10^{-3}}$, și pentru regimul de avarie $I_{p10^{-4}}$. Pentru determinarea acestor curenți, s-au folosit coeficienții de securitate de 2,5 și 1,1 dați în norme.

Deci :

$$I_{p10^{-3}} = \frac{I_{p10^{-3}}}{2,1} \qquad (3)$$

$$I_{p10^{-4}} = \frac{I_{p10^{-3}}}{1,1}. \qquad (4)$$

Avînd acum valorile tuturor parametrilor circuitelor, s-au centralizat rezultatele sub forma tabelei.

Tabela

	Valoarea inductanței, H	Valoarea tensiunii, V	Valoarea curentului de aprindere $I_{p10^{-3}}$, A	Valoarea curentului $I_{p10^{-3}}$, A	Valoarea curentului $I_{p10^{-4}}$, A	Valoarea curentului în regim normal, A	Circuitul prezintă sau nu siguranță intrinsecă în regim normal
1	0,7969	100	0,058	0,0232	0,0527	0,032	nu
	0,821	100	0,053	0,0212	0,0482	0,031	nu
	2,464	100	0,035	0,014	0,0318	0,0077	da
2	0,032	0,34	0,45	0,18	0,408	0,016	da
	0,0067	3,3	1,2	0,48	1,09	0,155	da
	0,0027	8,25	1,9	0,76	1,725	0,385	da
3	0,0149	0,183	0,17	0,068	0,1545	$1,65.10^{-2}$	da
4	0,074	0,4	0,2	0,08	0,182	$0,71.10^{-3}$	da
5	0,0025	9	2	0,8	1,82	0,6	da
6	0,0117	0,26	0,89	0,356	0,741	0,042	da

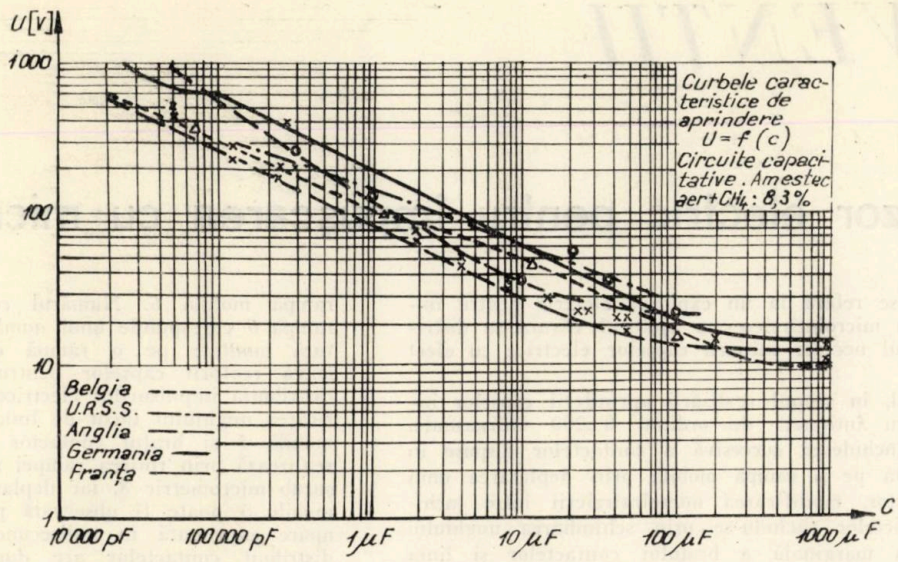


Fig. 5

Comparînd valoarea curentului în regim normal de funcţionare cu valoarea curentului maxim admisibil în regim normal $I_{p10^{-8}}$, după cum curentul în regim normal este mai mic sau mai mare decît valoarea curentului $I_{p10^{-8}}$, s-a dedus că circuitul respectiv prezintă sau nu siguranţă intrinsecă în regim normal.

Pentru circuitul cu capacitate, întrucît în anexa 1 a normelor C.A.E.R. nu se dau cubele caracteristice de aprindere pentru circuite capacitive, s-au folosit diagramele date la Reuniunea de la Bruxelles, din octombrie 1959, organizată de Comitetul pentru studii şi materiale electrotehnice folosite în atmosfera explozivă din cadrul Comisiei Electrotehnice Internaţionale.

La această reuniune, printre alte probleme dezbătute, ţările participante au prezentat şi curbele caracteristice de aprindere, tensiunea U funcţie de capacitatea C, $U = f(C)$, pentru amestecul aer + 8,5% CH_4 — curbe redate în figura 5.

Pentru tensiunea de 100 V, considerînd cea mai exigentă curbă, corespunde o capacitate $C = 0{,}7$ μF, ori capacitatea C din schemă are valoarea $C = 0{,}064$ μF, deci cu mult mai mică.

În urma studiului efectuat a rezultat că toate circuitele amintite anterior prezintă siguranţă intrinsecă în regim normal de funcţionare, în afară de circuitul principal de măsură. Circuitul principal de măsură nu prezintă siguranţă intrinsecă în regim normal de funcţionare, pentru poziţiile *a* şi *b* ale comutatorului K_1, respectiv pentru domeniile 0—5 Ω şi 0—50 Ω, în timp ce pentru domeniul 0—500 Ω circuitul prezintă siguranţă intrinsecă.

BIBLIOGRAFIE

[1] Sabatin, I. *Electrificarea minelor*. Ed. didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1964.

[2] * * * *Norme C.A.E.R. referitoare la sistemele antigrizutoase asigurate contra scînteierii*. 1961.

[3] Dörner, M. *Aparat pentru măsurarea rezistenţei prizelor de pămînt*. Proiect de diplomă. Institutul Politehnic, Timişoara, 1961.

[4] * * * *Norme de tehnica securităţii pentru minele de cărbuni şi nisipuri bituminoase*, 1965.

INVENȚII

Explozor electric pentru împuşcarea cu microîntîrziere

Invenţia se referă la un explozor electric pentru împuşcarea cu microîntîrziere cu ajutorul căruia se distribuie curentul necesar iniţierii capselor electrice cu efect instantaneu.

Explozorul, în scopul realizării aprinderii capselor instantanee cu întîrzieri de ordinul 0...200 milisecunde. realizează închiderea succesivă a contactelor dispuse în linie dreaptă pe o rampă mobilă prin deplasarea unui braţ contactor, modificarea microîntîrzierii între închiderea contactelor făcîndu-se prin schimbarea unghiului dintre linia marginală a braţului contactelor şi linia conductelor de pe rampa mobilă.

rampă mobilă *6*. Numărul contactelor elastice de pe rampa *6* corespunde unui număr egal de borne de legătură montate pe o rampă exterioară *7*, la care se leagă reoforii capselor pentru împuşcat. Întîrzierea în distribuţia impulsurilor electrice este realizată prin modificarea unghiului făcut de linia contactelor de pe rampa mobilă *5* şi braţul contactor *2*. Această modificare se realizează prin rotirea rampei mobile *5*, cu ajutorul unui şurub micrometric *8*, iar deplasarea unghiulară a rampei mobile *5* poate fi observată printr-un vizor *9*, în care apare exprimată în milisecunde de întîrziere. Curentul distribuit contactelor are durată corespunzătoare timpului necesar pentru aprinderea capsei sau a grupului

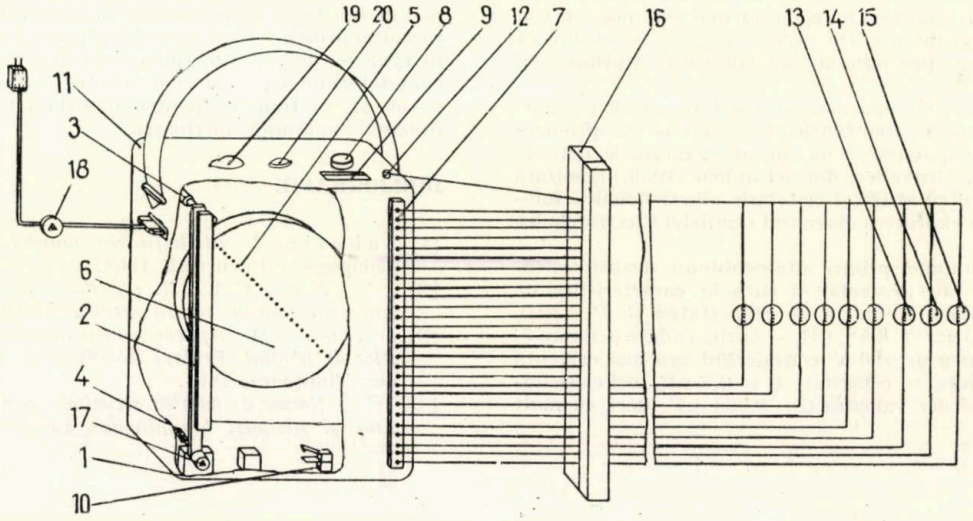
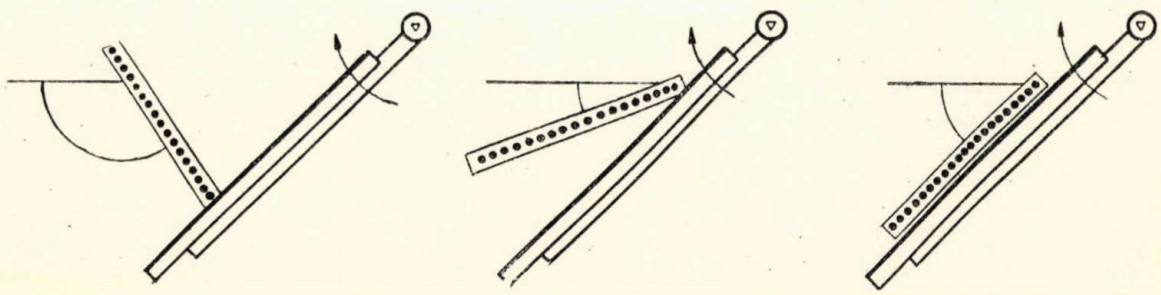


Fig. 1. — Vedere în perspectivă a explozorului.

Aparatul se compune dintr-un batiu *1* în care pe un ax cu rulmenţi este montat un braţ contactor *2* care în poziţia armat este blocat de zăvorul unui electromagnet *3*. La declanşare, curentul care intră în explozor alimentează electromagnetul *3* al cărui zăvor eliberează braţul unui contactor *2* care, sub acţiunea unui arc spiral *4*, tinde să ajungă în poziţie orizontală, călcînd în drumul său peste o serie de contacte elastice *5*, montate într-o

de capse fiind transmis prin conexiuni capsulate la rampa exterioară *7*, iar la terminarea cursei braţului contactor *2*, curentul din sistemul de distribuţie este întrerupt de un contact *10*. La partea exterioară a carcasei metalice *11* este prevăzută o bornă *12* de care se leagă un fir ce serveşte la alimentarea conductoarelor care sînt legate în paralel la nişte capse, *13*, *14*, *15*. iar de rampa exterioară *7* se leagă separat conductorul al doilea al

Fig. 2. — Schema contactelor la contactare :
a — instantanee ; *b* — cu întîrziere medie ; *c* — cu întîrziere maximă.



capselor *13, 14, 15*. Pentru a preîntîmpina smulgerea firelor din borne, acestea sînt prinse într-un cordon *16* cu lungime 10 m care se ancorează pe peretele galeriei de mină. Brațul contactor *2* se armează cu ajutorul unei chei triunghiulare care se introduce într-un orificiu *17* al carcasei, aceeași cheie servind și la declanșarea explozorului cu ajutorul unui întreruptor de cablu *18*. Pentru asigurarea tensiunii necesare, explozorul este prevăzut cu un electromagnet care permite declanșarea atît la tensiunea de 220...380 V cît și la 24 V curent continuu, comutarea făcîndu-se cu ajutorul unui întreruptor *19*. Carcasa metalică *11* este etanșă și rezistentă fiind prevăzută cu o lampă de control *20*, care indică existența curentului la bornele de intrare ale explozorului. În timpul lucrului, explozorul se plasează într-o degajare special amenajată la circa 7...10 m de frontul de lucru, sau chiar după o armătură de galerie.

Armarea și reglarea explozorului se face după ce a fost efectuată legarea capselor, urmată de legarea cablului de comandă de la distanță, la rețeaua electrică. Curentul nu trece spre explozor decît după introducerea cheii de armare în întreruptorul de cablu *18*, prevăzut special pentru declanșare.

Invenția prezintă avantajele :

— asigură aprinderea capselor electrice instantanee cu microîntîrzieri între capse de ordinul 1...60 milisecunde, are gabarit redus, este portativ și permite împușcarea oricărei scheme cu un număr mare de capse (pînă la 180 capse) ;

— poate fi realizat sub formă capsulată antigrizutos.

Brevet R.S.R. nr. 47 927
Titular Ministerul Minelor
Autor Covăleanu Antonie

Înregistrat : 9.III.1961
Publicat : 13.V.1967
Dos. OSI : 44 261
Clasificare 78 e,3

Recenzii

Belîi, V. D. și Naidenko, I. S. **Instalații de extracție cu multicablu.** Editura nedra, Moscova, 1966.

Exploatarea substanțelor minerale utile aflate la mari adîncimi necesită construirea instalațiilor de extracție de mare productivitate de tip nou, așa cum folosirea în aceste cazuri a mașinilor de extracție obișnuite este legată de creșterea însemnată a greutății și dimensiunilor organelor de înfășurare a acestora și fabricării unor cabluri de extracție cu diametre mari.

Problema transportului pe verticală de la mari adîncimi poate fi relativ simplu rezolvată prin folosirea instalațiilor de extracție cu multicablu, care în ultimul timp au început să se folosească pe o scară tot mai largă în practica mondială.

În lucrare sînt tratate problemele principale legate de proiectarea, execuția și exploatarea organelor și aparaturii instalațiilor de extracție cu multicablu, precum și rezultatele celor mai recente cercetări teoretice și practice obținute pe plan mondial în acest domeniu.

Paralel cu acestea, lucrarea tratează o serie de aspecte de ordin constructiv a celor mai noi exemplare de asemenea instalații folosite în practica mondială.

Materialul tratat în 310 pagini este grupat pe probleme importante în opt capitole și anume :

— considerații generale ;

— turnuri de extracție ;

— dispozitivele și aparatura instalațiilor de extracție cu multicablu ;

— vase de extracție și dispozitive de prindere ;

— cabluri pentru instalații de extracție cu multicablu ;

— verificarea capacității de tracțiune și siguranța funcționării mașinilor de extracție cu multicablu ;

— mașini de extracție cu multicablu ;

— bazele automatizării mașinilor de extracție cu multicablu.

În primul capitol sînt tratate problemele principale legate de principiul de funcționare și a schemelor instalațiilor cu roată de funcțiune, avantajele și lipsurile acestor instalații și a celor legate de construirea și introducerea în exploatare la minele din U.R.S.S. a primelor mașini de extracție cu multicablu și normelor pentru alegerea forțelor și înclinărilor admisibile față de axa verticală la calculul acestora.

Tot în acest capitol sînt tratate o serie de aspecte ale problemelor legate de dimensionarea pilierilor de siguranță la construcția turnurilor de extracție cu multicablu și a celor de tehnica securității în cazul montării în turn în curentul de aer care iese din mină a aparaturii de pornire și reglare.

În capitolele III și IV sînt tratate dispozitivele și aparatura mașinilor de extracție cu multicablu, precum și a diferitelor instalații și mecanisme auxiliare de la rampa puțului. O atenție deosebită în aceste capitole se acordă vaselor de extracție și în special dispozitivelor de prindere și compensare exemplificate printr-un bogat material grafic. În metodologia de calcul a dispozitivelor de întindere a cablurilor de ghidare și compensare și a celor de prindere sînt folosite rezultatele ultimelor cercetări în acest domeniu și un bogat material grafic demonstrativ.

Capitolul V tratează o serie de aspecte legate de alegerea construcției și coeficienților de siguranță a cablurilor, precum și a condițiilor care trebuie să le îndeplinească acestea în timpul funcționării. Tot în acest capitol sînt tratate diferitele metode instrumentale și aparatura folosită la controlul rezistenței și defectelor cablurilor de extracție.

O parte importantă a lucrării o prezintă capitolul VI în care sînt tratate problemele teoretice de calcul al capacității de tracțiune și siguranței funcționării mașinilor de extracție. În acest capitol, pe lîngă relațiile de bază a calculului posibilității de alunecare a cablurilor pe roata de fricțiune, a determinării momentului de frînare necesar și a particularităților în determinarea acestuia, sînt redate rezultatele cercetărilor experimentale efectuate cu privire la determinarea coeficientului de frecare a căptușelii roților de fricțiune și a presiunilor specifice a cablului pe acestea, precum și nomograme pentru determinarea domeniului rațional de utilizare a mașinilor cu multicablu.

Capitolul VII tratează o serie de probleme legate de caracteristicile funcționale și deosebirile construcției instalațiilor de extracție cu multicablu și subansamblelor

acestora fabricate în U.R.S.S. și de diferite firme străine, precum și noua orientare în construcția și perfecționarea acestora.

În ultimul capitol al lucrării sînt expuse, pe scurt, bazele automatizării acestor instalații în cazul acționării cu motoare de curent continuu și alternativ și a comenzii parametrice a mașinii, bazată pe accelerare și încetinire.

Lucrarea este tratată la un înalt nivel teoretic și practic și cuprinde o serie de noutăți ale tehnicii și cercetărilor mondiale în acest domeniu, precum și un bogat material grafic și poate fi de un real folos, atît personalului tehnic și inginerese ocupat cu proiectarea, construcția, montarea și exploatarea acestor instalații, cît și pentru studenții facultăților de electromecanică minieră din cadrul institutelor de învățămînt superior.

Dr. ing. **V. Sîngeorzan**

Börner, R. **Minerale, roci și pietre prețioase.** Editura Oliver and Boyd, 250 p., 1967.

Lucrarea constituie un ghid practic pentru identificarea mineralelor, rocilor și pietrelor prețioase și semiprețioase. Într-un volum relativ restrîns este cuprins un material bogat, care servește la identificarea lor. Fiecare capitol este însoțit de numeroase referințe bibliografice ușor de utilizat. Cartea este împărțită în trei părți.

Prima parte cuprinde tabele determinative pentru minerale cu proprietățile, utilizările, modul de ocurență și localizarea geografică a circa 200 minerale.

Ele sînt clasificate, în primul rînd, după culoarea și după principalele lor caracteristici fizice: greutate specifică, duritate, urmă, luciu, forma cristalelor etc.

Tabelele cuprind și asociațiile naturale de minerale pentru fiecare mineral descris.

Într-un determinator separat sînt grupate mineralele în funcție de urmă (culoare) și duritate.

Partea a doua cuprinde o introducere privitoare la originea și compoziția Pămîntului, principalele grupe de roci, mineralele care constituiesc rocile și o descriere alfabetică a terminologiei rocilor și petrografiei în general. Sînt prezentate în primul rînd utilizările rocilor și proprietățile lor structurale. Lucrarea cuprinde un glosar al celor mai importante denumiri de roci.

În partea a treia sînt prezentate, în mod detaliat, proprietățile a peste 280 de pietre prețioase și semiprețioase, minerale și roci ornamentale, însoțite de numeroase informații tehnice referitoare la ele. Pietrele prețioase sînt grupate în tabele și identificate după transparență, opacitate și culoare.

Cartea este însoțită de numeroase planșe cu ilustrații, în culori foarte reprezentative.

Tratatul constituie un ghid care permite identificarea mineralelor, rocilor și pietrelor prețioase, avînd un text explicit, tabele determinative, ușor de utilizat, și planșe foarte reprezentative care se pot folosi și pentru determinări directe.

ȘTIRI

— Utilizarea razelor luminoase de laser în măsurătorile optice în lucrările miniere și sondaje au dat rezultate extrem de precise (1/10). Cu ajutorul laserului se pot urmări deplasări ale rocilor de ordinul milimetrilor cu o mare operativitate, ceea ce permite depistarea fazelor incipiente a loviturilor de coperiș.

Gewerkschaftliche Rundschau, mai, 1967.

— În S.U.A. la uzina Casper (Wyoming) se produc anual 12 000 t de humat de amoniu fosfotat (12% N și 9% P) și în Japonia 2 400 t/an de nitrohumat de amoniu pentru îngrășăminte artificiale, utilizîndu-se cărbune brun sau lignit.

Un nou procedeu de producerea de îngrășăminte artificiale din huilă a fost pus la punct în India și în Canada.

Annales des Mines, oct., 1967.

— În Peru (districtul Acari) în zona Pongo și Ica s-a conturat un zăcămînt a cărui rezerve sînt apreciate la 108 mil. t minereu de fier (62—65% Fe) și 1,6 mil. t minereu de cupru (2,1% Cu) din care 180 000 t cu 15% Cu. Zăcămîntul urmează a fi pus în exploatare pînă în 1969 cu o producție inițială de 1,8 mil. t/an minereu de fier, producție care se va ridica la 9 mil. t/an.

Annales des Mines, oct., 1967.

— În anul 1966 Portugalia a produs 42 t de U_3O_8 în conținut, față de 38 t în anul 1965.

Rezervele de minereu de uraniu ale Portugaliei sînt apreciate la 5,2 mil. t.

Annales des Mines, oct., 1967.

— În Canada în apropierea lacului Wekusko (Manitoba), prin foraje, s-a conturat un zăcămînt de minereu complex. Rezervele cunoscute sînt de 227 000 t cu un conținut de 1,35—3,13% Cu și 4,71—7,9% Zn. Se continuă explorarea în adîncime.

Annales des Mines, oct., 1967.

— Producția de cupru în Filipine a fost în anul 1966 de 72 000 t metal în conținut față de 63 300 t în anul 1965.

Annales des Mines, oct., 1967.

— Spania a produs în anul 1966 circa 2 400 t mercur. Minele de la Almaden sînt principalele producătoare (1 965 t în anul 1966). Se proiectează creșterea producției pînă la 3 100 t mercur/an.

Annales des Mines, oct., 1967.

— În apropiere de Dniepropetrovsk (U.R.S.S.) s-a pus în evidență un zăcămînt de magnezită a cărei rezerve sînt evaluate la 200 mil. t.

Annales des Mines, oct., 1967.

— Rezervele de fosfați cunoscute din Siria se ridică la 185 mil. t cu un conținut variind între 23,3 și 28,5% P_2O_5.

Usine Nouvelle, Paris, iunie, 1967.

— În apropiere de Sindri (Bihar-India) zăcămîntul de pirită de la Amyhore are rezerve de 384 mil. t cu un conținut de 40% S.

Annales des Mines, oct., 1967.

— În S.U.A. s-au pus la punct procedee de flotare a micei din șisturile micacee (43% muscovit), precum și extragerea micei din haldele vechi de steril. Pornindu-se de la conținuturi de 15—16,5% mică se ajunge la concentrate de 97,7—100% mică.

Annales des Mines, oct., 1967.

— În Franța, pentru străbaterea terenurilor acvifere, Societatea l'Air Liquide experimentează în prezent o metodă avînd la bază utilizarea azotului lichid.

Annales des Mines, oct. 1967.

DOCUMENTARE

* * * **Combina cu tambur EW-130-L la minele de lignit austriace,** Eickhoff-Mitteilungen, nr. 2, 1967.

Se descriu rezultatele obținute cu combina Eickhoff EW-130-L cu care s-au înlocuit vechile combine tip W-SE-IV. Viteza de tăiere a crescut de la 80 la 140 m/h, s-a îmbunătățit granulometria cărbunelui abatat și s-au realizat productivități, variind între 13 și 18 t/post.

Wehrle, T. C. și Bulmer, A. **Închiderea și redeschiderea unui sector a stratului Barnsley ca urmare a unui foc spontan,** Colliery Guardian, iulie, 1967.

Articolul analizează măsurile luate pentru izolarea și asanarea unei zone dintr-un strat unde au apărut fenomene de autoinflamare (CO și creșterea temperaturii).

Sectorul a fost izolat cu diguri etanșe și inundat (3400 m^3 apă).

Se descriu în detaliu operațiile de izolare și redeschidere (zona a stat izolată timp de 4 luni), reușindu-se să se lichideze focarul.

Boisset, I., Moisdou, I. C., Morele, Y. și Schauvliege, I. M. **Cercetări prin analogie mecanică asupra celei mai bune rețele miniere.** Revue de l'industrie minerale, nr. 9, 1967.

Metoda constă în a realiza un echilibru mecanic a unui sistem de forțe într-un plan. Fiecare tronson din lucrările miniere este materializat printr-un fir supus unei tensiuni proporționale cu costul lucrărilor.

Aplicîndu-se această metodă, autorii ajung la soluții optime care permit reducerea investițiilor cu 10—15% față de proiectarea prin soluțiile clasice.

Shuttlesorth, S. **Măsurarea vitezei unui curent de aer produs de un ventilator de mină și a debitului la difuzor, cu ajutorul unui gaz trasor.** Colliery Engineering, august, 1967.

La minele Cynheidre, Bogside, Roth și Sneyd (Anglia) s-au efectuat măsurători de debite, utilizîndu-se protoxydul de azot drept gaz trasor. Pînă la debite de circa 11 000 m^3/min s-au obținut rezultate remarcabile, eroarea fiind inferioară, la 5%.

Se dau formulele de calcul, condițiile cerute, pentru o difuziune corectă, metoda de lucru și comparație cu măsurătorilor efectuate cu anemometre.

Schultz, G. G. **Recuperarea economică a susținerii cu cintre și cintre articulate din galerii.** Glückauf, 31 august, 1967.

Se prezintă rezultatele obținute la recuperarea armăturilor din lucrări miniere pe o lungime de 21 km, care a fost susținută cu cadre Moll.

Se descriu aparatele utilizate, modul de lucru, efectul economic și respectiv rentabilitatea metodei.

Grafic se prezintă cheltuielile de manoperă, funcție de lungimea de pe care se recuperează armăturile.

Caldwell, A. **Noutăți în domeniul automatizării uzinelor de preparare.** Engineering and Mining Journal, **168,** nr. 5, 1967, p. 79—102.

Se prezintă tipul de calculator folosit pentru reglarea automată a uzinelor de preparare și aparatajul automat de măcinare și detectare folosit de aceste sisteme. Dintre acestea se citează numărătorul de particule, aparatul de măsurare a mărimii particulelor, a suprafeței și a densității acestora, măsurătorul magnetic de debit, măsurătorul de aciditate de tipul celulelor cu oxidare-selecție a proporției de solid din tulbureală, pentru măsurarea cu precizie a 0,1% a umidității, a analizei continue a cărbunelui și produselor de fier, o serie de dispozitive de măsurat nivelul din aparatele de preparare, a detectoarelor fotocolorimetrice de separare.

* * * **Sondează pentru subteran.** Colliery Guardian, 1967, p. 20.

Sondeza Mini-Hydrack seria II este o sondeză cu greutate redusă, moment ridicat de torsiune, acționată electrohidraulic, destinată executării de foraje din spații restrînse. Ea poate fi folosită pentru executarea de găuri de sondă pentru drenarea metanului sau pentru carotare. Greutatea totală este de 850 kg, lungime maximă 2 050 mm, lățime maximă 886 mm, iar momentul maxim de rotire 4 300 kgm.

Woodcock, J. T. **Progrese în prepararea minereurilor în Australia.** Australian Mining, **59,** nr. 6, 1967, p. 46—75.

În domeniul sfărîmării se citează o serie de instalații noi cu capacitate de 1 500—3 000 t/oră.

Se prezintă ultimele realizări în diferite întreprinderi miniere din Australia. Interes deosebit prezintă o nouă instalație de flotație de la Mount Ica, flotația minereului de cupru-plumb și zinc de la Cobar Mines, tratarea unor nisipuri titanifere și a unor nisipuri cu rutil, uscarea concentratelor de rutil și zirconiu, modificările din tehnologia preparării minereurilor de fier.

Horvath, A. **Problemele reducerii duratei de timp în industria carboniferă.** Bányàszati Lapok, **100,** nr. 6, 1967, p. 364—375.

Autorul analizează condițiile introducerii duratei de muncă de 44 ore săptămînal. În acest scop se arată căile de pregătire a acestei treceri și se analizează modificările în bilanțul timpului de lucru, salarizarea muncii și productivitatea muncii și se arată, de asemenea, modul de rezolvare a reducerii duratei de muncă a funcționarilor.

Dahms, J. ș.a. **Leșierea cu acid sulfuric sub presiune a sulfurilor**
Erzmetall, **20,** nr. 5, 1967, p. 203—208.

Se dau date referitoare la comportarea chimică a sulfurilor de cupru, care se găsesc în natură sub forma mineralelor numite calcozin, digemit și covelină, iar după aceea se descriu încercările efectuate în laborator pentru a extrage cuprul dintr-o sulfură sintetică cu compoziția $Cu_{1,95}S$ și în paralele din mineralele calcozin și covelină, folosind soluții diluate de acid sulfuric. Se constată că rezultatele încercărilor de leșiere depind de temperatura soluției, de presiunea parțială a oxigenului, de concentrația inițială a soluției de acid sulfuric, de mărimea granulelor de sulfură de cupru și de concentrația în moli de Cu_2C pe litru. De asemenea, rezultatele mai depind de adăugarea în ioni Fe și de viteza de agitare a amestecului. Se arată extracțiile de cupru în soluții obișnuite la diverse temperaturi între 40 și 140°C și la presiunea parțială a oxigenului de 10 at, în funcție de timp, precum și în funcție de presiunea parțială, de suprafața specifică a granulelor, de concentrația inițială de Cu_2S etc. Se constată că leșierea mineralelor calcozin și covelin decurge în condiții practic asemănătoare.

Milesowsky, B. **Determinarea volumelor în cariere.** Mining Magasine, **177,** iulie 1967, p. 10—29.

Pentru măsurarea volumelor din cariere se practică metoda clasică geodetică sau fotogrametrică. Autorul prezintă o serie de procedee de calcul al volumelor în cazul folosirii metodei cu secțiuni verticale: formula corzii trapezoidale, formula tangentei la trapez, formula lui

Simpson şi formula trunchiului de piramidă. În cazul unui exemplu concret se analizează precizia fiecărui procedeu, rezultînd că formula Simpson este cea mai precisă, ea putîndu-se aplica în orice gen de teren sau condiţii de lucru.

Perry, H. **Cărbunele în viitoarea piaţă energetică mondială.**
Canadian Minind and Metallurgical Bulletin, **60,** nr. 662, iunie, 1967, p. 657—662.

Pînă în anul 1980 se apreciază că necesităţile mondiale de surse economice de energie se vor dubla. Ca urmare a acestui fapt se depun eforturi deosebite pentru ca toate tipurile de resurse energetice să asigure acoperirea necesităţii lor.

În ceea ce priveşte cărbunele, acesta îşi va menţine rolul dominant de sursă energetică ieftină, deşi la aceasta se vor opune realizările în domeniul energiei nucleare şi necesitatea rezolvării problemei poluării aerului şi apelor.

Autorul discută aspectele posibilităţilor de asigurare a resurselor energetice pe plan mondial şi subliniază rolul cercetărilor şi al progresului în industria carboniferă ca mijloc de a menţine cărbunele ca sursă economică.

Mamen, C. **Transportul materialelor în Suedia (partea IV).**
Canadian Mining Journal, **88,** nr. 7, iul. 1967, p. 47-57.

În continuarea seriei de articole, autorul prezintă modul de organizare a transportului la mina Boliden cu o capacitate de 200 000 t/an (trenuri de 4—6 vagonete Granby de cîte 4 m^3 tractate de locomotive cu troleu cu conductor amovibil); la mina Longsele cu o capacitate de 220 000 t/an (vagonet de 5 m^3 tractat de locomotivă mică cu troleu cu funcţionare automată pe traseul de 600 m între punctul de încărcare cu screper şi rostogol); la mina Rövliden cu capacitate de 230 000 t/an, la mina Grarpenberg cu capacitate de 60 000 t/an (transport în abataj) cu maşină de încărcat cu siloz, pe vatră de steril de flotaţie cimentată pe 25 cm grosime.

După prezentarea aceloraşi date pentru minele Strasse (1,2 milioane tone/an), Bodos (65 000 t/an), mina Maslberg (300 000 t/an, cu locomotive comandate prin radio) se prezintă în special modul de transport la mina Svappavoora cu capacitate de 3,0 miloane tone/an. La această mină productivitatea muncii pe întreprindere este de 9 000 t/om şi an de două ori mai mare decît la Kiruna, iar investiţia specifică ajunge la cifra record de 140 000 dolari/salariat.

Lapointe, C. M. **Metode radiometrice în cercetările de laborator în domeniul flotaţiei**
Canadian Mining Journal, **88,** nr. 7, iul. 1967, p. 44—46.

Autorul a folosit o serie de reactivi marcaţi ca: C-14 (acizi oleic, stearic, lauric, hidruclorură dodecitamină, tetrabrometan), H-3 (apă, toluen) şi S-35 (xantalat izopropil de sodiu), C-14 şi S-35 emit energie radiaţii beta cu o energie medie de 50 keV, iar H-3 de cca 10 ori mai mică.

În articol se prezintă modul de pregătire a probelor, măsurarea suprafeţei particulelor, prepararea soluţiilor radioactive şi de serie şi tehnica radiometriei soluţiilor în cazul în care agentul activ este în soluţie sau este absorbit la suprafaţa mineralului. În final se arată modul de extragere al acestor reactivi marcaţi printr-un semi-micro So blet cu benzen.

Kröll K. **Uscătoare cu transport pneumatic**
Aufbereitungs Technik, **8,** iulie, 1967, p. 357—364

Uscătoarele cu transport pneumatic servesc la uscarea într-un curent de aer cald a materialelor pulverulente. Cu toate că aceste instalaţii se pot dimensiona, în mod sigur, numai pe bază de încercări, se găsesc totuşi suficiente date referitoare la studiul mişcării aerului, al materialului şi al transferului de căldură în interiorul uscătorului. Autorul prezintă bazele teoretice şi aplicabile acestor uscătoare, descrie concepţia lor şi principiul de funcţionare al mai multor instalaţii, arătînd modul în care se pot adapta uscătoarele la condiţiile impuse. Majoritatea uscătoarelor cu transport pneumatic se încadrează în categoria uscătoarelor rapide, dar tipurile mai noi permit staţionarea particulelor mai mult timp în curentul de aer, oferind posibilitatea de a usca anumite materiale într-un circuit închis de aer cu un consum mai redus de căldură.

Ghelfand, F. M. **Folosirea spumei mecanice cu aer pentru prevenirea incendiilor şi exploziilor în lucrările miniere în fund de sac din minele de cărbune**
Bezopastnost truda v promîşlenost, nr. 7, iulie 1967, p. 28—30

Pentru preîntîmpinarea exploziilor şi incendiilor în frontul de lucru în fund de sac, se poate folosi cu succes spuma mecanică cu aer, care reprezintă un sistem bi- sau trifazic compus din volume mici de gaze incluse în învelişuri lichide sau solide legate între ele, formînd astfel un sistem compact alveolo-pelicular. Sînt indicate diferite substanţe şi diferite dispozitive (generatoare) pentru formarea spumelor. Sînt indicate, de asemenea, caracteristicile diferitelor spume, condiţiile în care se aplică, mijloace de transportare şi de refulare a lor, filtre pentru decantarea apei, precum şi măsurile pentru întreţinerea şi buna funcţionare a dispozitivelor menţionate.

Mamen, C. **Transportul subteran în Suedia (partea III)**
Canadian Mining Journal, **88,** nr. 6, 1967, p. 73—79.

Se prezintă instalaţiile de control centralizat al transportului, colectarea şi tratarea automată a informaţiilor de transport, conducerea transportului subteran cu ajutorul unui calculator electronic la minele de la Kiruna, Malarmberget şi Strasse.

În continuare se arată mijloacele moderne de transport şi încărcare auto: vagonete autonavetă de 6,5 m^3 tip Joy, autotractoare cu remorcă de 25 t (care cu o echipă de trei oameni transportă 2 000 t/schimb), insistînd asupra cheltuielilor specifice pentru fiecare gen de utilaj de transport.

Cravet, V. I. şi Sloncenko, A. V. **Compoziţia chimică a prafului format la lucrările miniere în minele de potasiu**
Bezopasnost truda v promîşlenost, nr. 7, iulie, 1967, p. 45—47.

Se descriu rezultatele analizelor chimice efectuate pentru determinarea compoziţiei chimice a prafului rezultat la executarea lucrărilor miniere în minele de potasiu. Analizele sînt date pentru praful rezultat pentru cazul folosirii combinelor de înaintare în util şi steril, precum şi pentru cazul folosirii la înaintare a lucrărilor de perforare şi împuşcare. De asemenea, se dau rezultatele analizei şi în cazul formării prafului la folosirea maşinilor de încărcat. Din analiză rezultă că principalul component în reziduu nedizolvat îl reprezintă SiO_2.

Sopkova Ana. **Flotabilitatea modificatorilor de ioni.**
Rudy, nr. 7, iulie, 1967, p. 211—214.

Se descrie o metodă nouă de folosire a reactivilor modificatori de ioni pentru separarea ionilor din soluţie, în care caz modificatorii de ioni, avînd ionii concentraţi selectiv, prin adăugarea unui colector corespunzător cu cationi sau anioni, devin hidrofobi şi se flotează. Prin acelaşi procedeu ei se separă şi din soluţii cu un conţinut ridicat de particule solide, astfel încît această metodă permite folosirea unor modificatori de ioni cu granulaţia măruntă, care sînt mult mai eficace.

Bregadze, T. V. **Transportul mecanizat al oamenilor pe lucrări miniere înclinate**
Bezopasnost truda v promîşlenost, nr. 7, iulie, 1967, p. 36—39.

Sînt descrise diferite mijloace şi dispozitive de mecanizare a transportului de personal pe lucrările miniere înclinate. Analiza mijloacelor de mecanizare a transportului pe lucrări înclinate se face ţinînd seama de înclinarea lucrării, lungimea acesteia şi diferenţa de cotă între punctele terminale, descriindu-se avantajele şi dezavantajele pentru următoarele mijloace de transport: cu cablu avînd schema „suveică" ; cu două locomotive electrice ; cu transportoare cu bandă ; mijlocie de transport suspendate la tavan; cu vagonete speciale. Se indică, de asemenea, măsurile de securitate necesare pentru fiecare mijloc de transport folosit.

Slavoc, S. **Mecanizarea complexă — principalul mijloc de ridicare a eficacităţii întreprinderii miniere Mariţkii basein.**
Vglişcia, nr. 6, iunie, 1967, p. 5—7.

Sînt indicate măsurile aplicate pentru ridicarea productivităţii muncii: înlocuirea susţinerii în lemn cu susţinerea metalică; modificarea transportului în subteran; folosirea transportoarelor DTM-25 pentru împuşcarea direct pe ele în vederea uşurării încărcării materialului derocat şi alte măsuri. Este dată orientarea de viitor, pînă în 1980, a intensificării producţiei în întreprideri. Este dat, de asemenea, un tabel şi un grafic cu variaţia diferiţilor indicatori economici şi de producţie pentru perioada 1960—1967.

Spasov, T. şi Kristev, D. **Geometrizare de exploatare a minei Mlamolovo de la întreprinderea minieră Bobov dol.**
Vglişcia, nr. 6, iunie, 1967, p. 14—19.

În articol se descrie experienţa privind geometrizarea de exploatare a minei Mlamolovo. În baza datelor geologico-topografice culese în timpul executării lucrărilor de explorare deschidere, pregătire şi exploatare a minelor, s-au alcătuit principalele planuri de situaţie ale stratelor, cu ajutorul cărora s-a putut ţine o evidenţă mai precisă a situaţiei şi mişcării rezervelor. De asemenea, s-a putut urmări mai uşor şi mai precis producţia, pierderile de exploatare, precum şi orientarea cercetărilor de exploatare, măsurile pentru protecţia lucrărilor de suprafaţă, inclusiv amplasarea diverselor construcţii industriale şi civile de la suprafaţă.

Schenk, G. W. **Procedeu de sortare magnetohidrodinamic, o posibilitate nouă pentru prepararea granulaţiei fine**
Aufbereitungs Technik, nr. 8, 1967, p. 447—454.

Noul procedeu se bazează pe faptul că într-un lichid omogen, conductor (spre ex. o soluţie de sare) în care se creează un cîmp magnetic şi prin care se scurge un curent electric, un corp solid cu conductibilitate electrică, permeabilitate magnetică şi constantă dielectrică diferite de ale mediului este supus unor forţe opuse forţei de gravitate. Aparent lichidul devine mai greu, spre ex. o soluţie de 10% NaOH cu densitatea gravimetrică de 1,13 g/cm^3 poate servi la separarea cărbunilor sau altor substanţe la densitatea de 1,48 g/cm^3, fără ca viscozitatea să se deosebească simţitor de a apei. Acest lucru permite sortarea selectivă a cărbunilor de granulaţie fină într-un curent laminar de soluţie. Regenerarea soluţiei este mai simplă decît a suspensiilor de mediu dens.

Procedeul s-a verificat la scară de laborator şi cu cărbune 0,5—3 mm la raport de solid-lichid între 1:10 şi 1:4 s-au obţinut ecarturi probabile de 0,05—0,08.

Mayer, F. W. **Baze generale ale curbelor de dispersie**
Aufbereitungs Technik, nr. 8, 1967, p. 429—440.

Se expun bazele curbei de dispersie (curba Tromp), deduse din curbele de repartiţie a proprietăţilor două produse. Se face o deosebire între împărţirea şi separarea unui material, înţelegîndu-se prin cea dintîi un proces ale cărui produse au proprietăţi identice (spre ex. la luarea probelor se tinde spre acest ţel), prin cea de-a doua un proces ale cărui produse au proprietăţi diferite. Suprapunerea celor două procese cauzează imperfecţia, atît a împărţirii, cît şi a separării (clasării sau sortării).

Anomaliile curbelor de dispersie se împart în evitabile şi inevitabile şi se arată posibilităţile de eliminare a celor dintîi.

Born, R. **Probleme speciale privind apele reziduale din industria minieră şi metalurgică**
Aufbereitungs Technik nr. 8, 1967, p. 441—446.

Industria minieră şi metalurgică produc cantităţi mari de apă reziduală. Creşterea producţiei a dus la poluarea inadmisibilă a apelor de suprafaţă şi la o criză de apă industrială. De aceea în multe cazuri s-a introdus refolosirea apelor reziduale epurate. Soluţiile tehnologice aplicate sînt foarte diferite şi sînt adaptate condiţiilor specifice.

Dintre exemplele descrise se relevă defenolarea biologică în iazuri de sedimentare unde, la un timp de parcurs de 136 h, conţinutul de fenol poate fi redus de la circa 20 la circa 1 mg/l. În timpul lunilor de iarnă conţinutul remanent de fenol este mai ridicat (2—4 mg/l).

Schubert, H. **Rolul adaosurilor nepolare la flotaţia cu spumă**
Aufbereitungs Technik, nr. 7, 1967, p. 365—368.

Adaosurile nepolare au o importanţă mare pentru flotaţia cu spumă, îndeosebi pentru flotaţia mineralelor cu hidrofobie naturală, pentru flotaţia granulelor mari şi pentru flotaţia aglomeratelor.

Adaosurile nepolare sînt hidrocarburi lichide, parafinice, aliciclice, olefinice, aromatice.

Reactivii nepolari se folosesc drept colectori pentru mărirea hidrofobiei unor minerale. Fiind insolubili în apă, emulsionarea înainte de adăugare măreşte eficienţa lor.

Cu ajutorul adaosurilor nepolare se poate ridica limita superioară a flotabilităţii la circa 0,6—0,8 mm la minereuri sulfurice şi la 2—3 mm la silvină. Aceasta are avantaje economice la preconcentrarea minereurilor cu diseminare mai fină şi la concentrarea finală în cazul celor cu concrescenţe mai grosiere.

Flotaţia aglomeratelor se aplică la minereuri cu granulaţie foarte fină spre ex. la minereuri de mangan pămîntoase sau la ilmenit cu diseminare fină. Aglomerarea se provoacă prin agitare în suspensie concentrată, în prezenţa adaosurilor nepolare, înainte de flotare.

Wild, H.-W. şi Theis, H. **Influenţa orei de începere a schimbului de lucru asupra frecvenţei accidentelor**
Glückauf, nr. 17, 1967, p. 833—838.

Începutul schimbului, fixat de obicei la orele 6, 14 şi 22, nu ţine seama de curba ritmică a capacităţii de lucru a omului, care nu este aceeaşi de-a lungul unei zile. O dată cu starea de pregătire pentru lucru variază şi frecvenţa accidentelor. La mina Osterfeld au fost efectuate cercetări în vederea examinării influenţei orei de începere a schimbului de lucru asupra frecvenţei accidentelor. La o primă încercare, începtul schimbului de dimineaţă s-a amînat cu o oră, în timp ce schimburile de după amiază şi de noapte au rămas să înceapă, ca şi pînă în prezent, la orele 14 respectiv 22. S-a constatat că numărul de accidente al schimbului I s-a redus cu 6,8%. La cea de-a doua încercare o parte din efectiv a intrat în lucru ca şi pînă acum, la orele 6, iar cealaltă parte (mai mare) la orele 7, în timp ce, ca şi la prima încercare, începutul schimburilor de după amiază şi de noapte nu a fost schimbat. Rezultatele au fost comparate cu cele ale unei perioade anterioare, rezultînd o creştere

a frecvenței accidentelor cu 4,78% în cazul celor care intrau în lucru la orele 6 și o micșorare a frecvenței accidentelor cu 23,81% la cei care intrau în serviciu la orele 7.

Schmidt-Koehl, ș. a. **Gospodărirea rambleului și transportul șistului destinat rambleierii în industria carboniferă germană**
Glückauf, nr. 16, 1967, p. 788—798.

Peste o treime din producția de huilă se realizează cu rambleu total. În perioada 1960—1964 cantitatea de steril etrasă la suprafață a crescut de la 50,1 mil. m^3 la 53,5 mil. m^3. În anul 1964, din 38,26 posturi prestate pentru producerea a 100 t cărbune, 20% erau necesare pentru gospodărirea rambleului și pentru operația de rambleiere. Reiese că și astăzi încă productivitatea muncii și prețul de cost sînt destul de mult influențate de lucrările de rambleiere.

Este prezentat un bilanț al materialului steril provenit din mină și de la suprafață, precum și repartiția și utilizarea acestuia. Se descrie transportul materialului de rambleu pe puțuri, pe galeriile principale, pe suitori și galerii de abataj.

Numărul de posturi prestate pentru prepararea, transportul și introducerea rambleului este de 8—9 la 100 t cărbune. În subteran se cheltuiesc 4,5 DM/t (12% din costurile din subteran), iar la suprafață 1,00 DM/t (11% din cheltuielile de la suprafață).

Este de așteptat o ușoară creștere a ponderii producției de cărbune realizată cu prăbușire.

Reuter, J. **Tehnica preparării la Tîrgul din Hanovra 1967**
Glückauf, **103** nr. 16, 1967, p. 773.

Se constată o creștere foarte importantă a producției de „pietre și pămînturi" (nisip, pietriș, cuarț, calcar ș.a.) și adaptarea mașinilor de preparare la această ramură a industriei miniere.

Firmele de specialitate expun mașini de sfărîmare : concasoare cu fălci și concasoare conice, precum și mori cu ciocniri pentru materiale dure.

Clasarea volumetrică este dominată de ciururi cu rezonanță. S-au expus țesături de sîrmă cu finețea de filtrare de 0,04 pînă la 0,008 mm.

A fost expusă o centrifugă în două trepte: prima treaptă cu manta și melc, a dout cu sită. Diametrul mantalei de la 450 la 1 400 mm.

S-a arătat o instalație de amestec cu dozare combinată volumertică și gravimetrică a componenților. La aceasta se poate varia, în limite largi, proporție de amestec sau debitul total cu proporția constantă a componenților.

De asemenea, ca noutate s-au putut vedea jgheaburi de transport din masă plastică întărită cu fibre de sticlă care prezintă o rezistență deosebită la uzură.

Smidt, O. **Limpezirea și îngroșarea șlamului de cărbune într-un decantor circular de tip nou**
Glückauf, **103** nr. 16, 1967 p. 784—788.

La spălătoria Lohberg a S.A. Hamborner Bergbau, clasorul piramidal nu a mai făcut față debitului de apă și șlam. De aceea s-a construit un decantor de tip nou al firmei Lurgi. Acesta se deosebește de alte decantoare uzuale prin faptul că șlamul îngroșat se aspiră în sus printr-o pompă panzer așezată pe brațul cu raclete (înălțime de aspirare 1,8 m). Alimentarea decantorului se face la mijloc printr-o țeavă care ajunge aproape pînă la fundul camerei de liniștire centrale. În această cameră se poate adăuga și floculant. Din cameră tulbureala se scurge radial în decantorul propriu-zis. Spre a micșora drumul de transport al sedimentului, acesta se colectează într-un canal situat pe la mijlocul razei decantorului și este aspirat prin sorbul flexibil al pompei. Un cap rotativ leagă conducta de refulare care se rotește cu partea fixă. Brațul are acționare periferică și se ridică și coboară automat, în funcție de rezistența sedimentului.

Datorită lipsei tunelului, respectiv casei pompelor de sub decantor, construcția este mai ieftină decît la decantoare obișnuite.

Decantorul, avînd diametrul de 42 m, a fost alimentat cu 3 220 m^3/h. Alimentarea a avut concentrația medie de 134 g/l, preaplinul 75 g/l, îngroșatul 332 g/l. Extracția de șlam în îngroșat a fost de 57,3%.

Keienburg, F. **Săparea complet mecanizată a galeriilor în steril**
Bergbau, nr. 8, 1967, p. 204—208.

Combina Wohlmeyer, cu un diametru de săpare de 3 m, este singura mașină care s-a utilizat industrial dintre cele construite în R.F. a Germaniei pentru săparea complet mecanizată a galeriilor. Deja la a doua încercare, începută în anul 1964, s-au săpat 748 m cu o viteză de pînă la 3 m/h. În timpul celei de-a treia experimentări, într-o transversală a minei Bergmannsglück, s-a constatat că în gresie, la numai 35 m avansare, uzura cuțitelor încărcate cu metal dur este practic totală. Determinantă în ceea ce privește uzura nu este rezistența la compresiune a rocii, ci conținutul ei în cuarț. În prezent această mașină, cu motor de 200 kW, lucrează în stratul T și are săpați în total 2 000 m. După uzarea ei, va fi înlocuită cu un nou tip modernizat, cu o putere de 300 kW.

Calculele de pînă acum arată că la o performanță de 30 m/zi și 160 zile efectiv lucrate pe an, săparea complet mecanizată este mai scumpă decît cea făcută cu mijloacele convenționale. Se apreciază că acest dezavantaj va putea fi înlăturat după circa 10 ani.

Se descrie o mașină de 19,2 m lungime și 280 t greutate, cu diametrul de săpare de 6,5 m, folosită la New-Mexico (S.U.A.) pentru săparea unei galerii dintr-un sistem de distribuire a apei. Avînd puterea motorului de 1 000 HP, mașina menționată a săpat în medie 3 m/h.

Firma DEMAG a construit, de asemenea, o mașină de tipul „cîrtiță de oțel" (stählerner Maulwurf), care a atins viteze de 1 m/h, chiar și în gneis cuarțitic (rezistență de 3 500 kg/cm^2). În prezent, mașina este folosită într-un tunel al rețelei de canalizare a orașului Dortmund și realizează în medie 5,5 m pe schimb, de cinci ori mai mult decît prin procedeele convenționale.

Din această categorie face parte și mașina TB I-214 a firmei Wirth. Ea lucrează la săparea unei galerii de acces de 2 140 mm diametru și 800 m lungime, în granit și gneis cuarțitic. După 260 m săpați s-a ajuns la concluzia că este posibilă săparea și în astfel de roci.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacția și administrația, București, Calea Victoriei nr. 109, Raionul Sectorul I telefon 15. 15. 40. Revista este editată de Oficiul de documentare și publicații tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administrația revistei. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala Sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informația" str. Brezoianu 23—25, București, c. 6293

43113

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIX Nr. 2 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Добре Г. у Силаш, И. *Применение методов наилучшего программирования производства в горной промышленности.*

Хубер Пану, И. *Математическая модель в процессе флотации многоячеичными (многосопловыми) машинами.*

Составляются уравнения, которые выражают извлечение полезного вещества, полученного флотационной машиной с определенным числом ячеек, работающих потоком в зависимости от сокращенного числа параметров, которые могут быть определены экспериментально, пользуясь одной ячейкой.

Указывается связь между установленными уравнениями и кинематическими уравнениями флотации, а также условия, при которых полученные результаты потоком приближаются к результатам при прерывистой флотации.

Абрахам, Л. *Новое в обогащении углей* (II)

Ангел, В. и Скутару, И. *Газификация твердых топлив в газо-генераторах для смешанного газа.*

В первой части статьи дается описаниепроцессовф газификации, а во второй части рассматриваются полученные результаты по газификации, выполненные у нас в стране с каменным углем и лигнитом.

Ницеску, Тр. *Исследование вопроса по гармонизации и оптимизации грузоподъемности автосредств транспорта с производительностью оборудования погрузки ковшом*

В статье излагается комплексная задача оптимального сочетания производительности погрузочного оборудования с объемом горной массы, а также сочетания производительности транспортного оборудования с производительностью погрузочного оборудования.

Пэскулеску, М. и Попеску, Г. *Вклад по вопросу осуществления аппарата для измерения сопротивления заземлений являющегося противовзрывным устройством с внутренней безопасносмью.*

ИЗОБРЕТЕИЯ-НОВАТОРСТВО

РЕЦЕНЗИИ

ИЗВЕСТИЯ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Dobre, Gh. und Silaş, I. *Anwendung der Verfahren für die optimale Leistungsprogrammierung in Bergbau*

Huber Panu, I. *Ein mathematisches Modell des Flotationsvorganges in Mehrzellenmaschinen.*

Im Aufsatz werden die Gleichungen festgesetzt, die das in einer Flotationsamaschine mit einer gewissen Zellenanzahl erhaltene Ausbringen an nutzbaren Substanzen, darstellt; die Maschine arbeitet im Dauerbetrieb, ist von einer geringen Anzahl von Parametern abhängig, die jedoch versuchsweise mit Hilfe einer einzigen Zelle bestimmt werden können.

Es werden die Beziehungen zwischen den festgesetzten Gleichungen und denjenigen der Flotationskinetik, sowie auch die Bedingungen unter welchen die im Dauerbetrieb erzielten Ergebnisse denjenigen bei aussetzender Flotation erzielten näherkommen, dargelegt.

Abraham, L. *Neuheiten in der Kohlenaufbereitung* (II).

Anghel, V. und Scutaru, L. *Die Vergasung der festen Brennstoffe in Gaserzeugern für Mischgas.*

Im ersten Teil des Aufsatzes werden die Vergasungsverfahren beschrieben; im zweiten Teil hingegen werden die Ergebnisse, die bei den in unserem Lande mit Steinkohle aus dem Jiutal und lignitischer Braunkohle durchgeführten Versuchen, erzielt wurden, dargelegt.

Niţescu, Tr. *Studie betreffend die Angleichung und Optimisierung der Kraftwagen an die Leistung der Schaufelladegeräte.*

Im Aufsatz wird das komplexe Problem der Angleichung des Fassungsraumes der Ladegeräte an die Lademenge, sowie auch das Problem der Wechselbeziehung der Fördergeräte an die Leistung des Ladegerätes dargelegt.

NOTIZEN

Pasculescu, M. und Popescu, Gh. *Beiträge zur Ausführung eines Apparates für die Messung des Wilderstandes der explosionsgeschützten Erdanschlüsse mit Eigensicherheit.*

ERFINDUNGEN — NEUERUNGEN

REZENSIONEN

NACHRICHTEN

DOKUMENTATION

SOMMAIRE

Dobrs, Gh. et Silas I. *L'application des méthods de programmation optimale de la production dans l'industrie minière.*

Huber Panu, I. *Un modèle mathématique du processus de la flottation dans des machines multicellulaires*

On établit les relations que expriment l'extraction en substance utile réalisée dans une machine de flottation comportant un nombre déterminé de cellules fonctionnant en chaîne contnue, en fonction d'un nombre réduit de paramètres que peuvent être établis expérimentalement au moyen d'une cellule unique.

On met en évidence la dépendance qui existe entre les relations établies et les équations cinétiques de la flottation, ainsi que les conditions requises pour que les résultats obtenus en chaîne continue se rapprochent de ceux obtenus à la flottation discontinue en cellule unique

---

Abraham, L. *Nouveautés dans la préparation mécanique des charbons.*

Anghel, V. et Scutaru, I. *La gazéification des combustibles solides dans des gazogènes pour gaz mixte.*

Dans la première partie de l'ouvrage on décrit les procédés de gazéification et dans sa seconde partie sont indiqués les résultats acquis par des recherches entreprises en Roumanie pour la gazéification de la houille de Valea Jiului et des lignites.

Niţescu, Tr. *Etude concernant la corrélation et l'optimisation de la capacité des camions — automobiles avec celle des engins de chargement à benne.*

Dans cet article est présenté le problème complexe concernant la corrélation qui doit exister entre la capacité des engins de chargement et le volume de la masse minière dérochée, ainsi que la corrélation entre la capacité des engins de transport et celle des engins de chargement.

NOTES

Păsculescu, M. et Popescu, Gh. *Contribution à la réalisation d'un appareil pour la détermination de la résistance des prises de terre de construction antiexplosive à sûreté intrinsèque.*

INVENTIONS — INNOVATIONS

COMPTES — RENDUS

NOUVELLES

DOCUMENTATION

CONTENTS

Dobre, Gh. and Silaş, I. *The use of optimum output programming methods in the mining industry.*

Huber Panu, I. *A mathematic model for the flotation process in multicellular equipment.*

The author given the equation expressing the extraction of the useful mineral, realized in a flotation equipment with a certain number of cells working in continuous flow, depending on a reduced number of parameters which may be determined experimentally in a single cell.

The author points out the connection between the established equations and the cinetic flotation equation, as well as the conditions in which the results obtained in continuous flow, approach those obtained in discontinuous flotation.

Abraham, L. *News in coal preparation* (II).

Anghel, V. and Scutaru, I. *Gasifying solid fuels in gas-producers for mixed gases*

In the first part of paper, a description is given of gas-producing methods, while in the second part, the paper points out results obtained in gasifying trials, carried in the country with Jiu Valley bituminous coal and with lignite.

Niţescu, Tr. *Study regarding the hormonization and optimum capacity of motor vehicles, with the capacity of bucket loaders.*

The paper presents the complex problem regarding correlation of the loader's capacity with the volume of mineral and the correlation of the capacity of the transport equipment with the capacity of the loader.

NOTES

Păsculescu, M. and Popescu, Gh. *Contributions towards achieving an apparatus for measuring the resistance of eartheng circuits, in antiexplosive construction with intrinsec safety.*

INVENTIONS-INNOVATIONS

REVIEWS

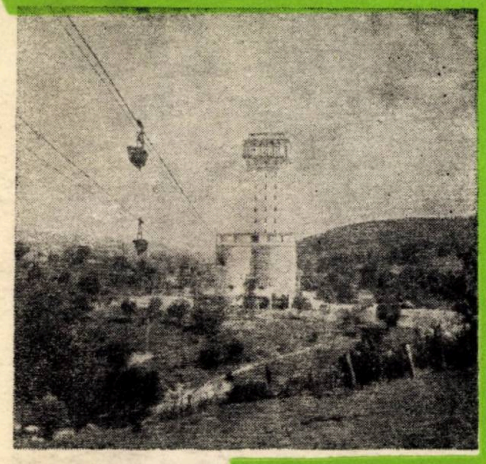
NEWS

DOCUMENTATION

1968 APR 12

COMBINATUL CARBONIFER

VALEA JIULUI



Puțul de extracție

Aninoasa Sud

E 1433

3

VOLUMUL XIX

1968

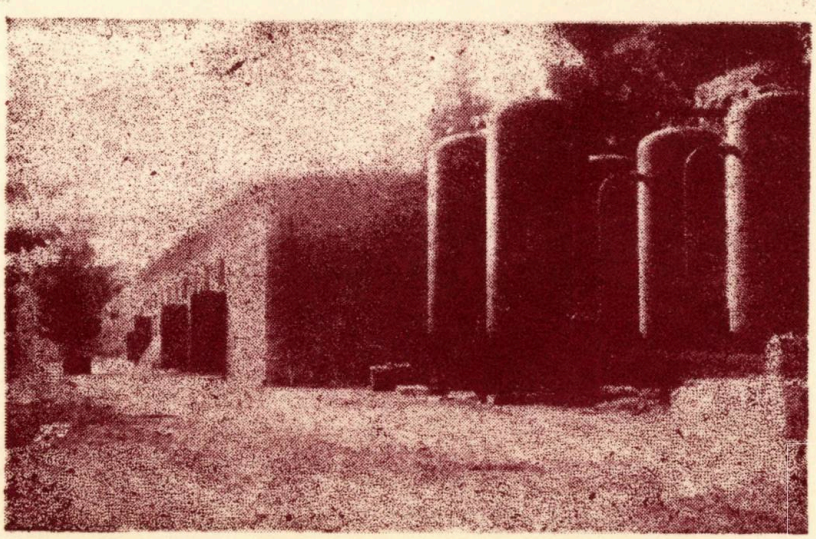
MARTIE

REVISTA MINELOR

ORSZÁGOS MŰSZAKI DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
1983

MINISTERUL MINELOR

Intreprinderea minieră BĂLAN



STAȚIA DE COMPRESOARE

E 1433

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 3 1968

Cuprinsul

FODOR, D. Consideraţii asupra acţionării şi productivităţii excavatoarelor . . . . . 89—101

NOJKIN, N. şi TEODORESCU, C. Degazarea prealabilă prin fisurare hidraulică din sonde forate de la suprafaţă . . . 102—108

DOGARU, M. Contribuţii la fundamentarea ştiinţifică a procesului tehnologic de exploatare a sării prin sonde . . . . . 109—114

TOMUŞ I., UNGUREANU I., MARTA V. şi HENZEL I. Metode noi de prevenire a jocurilor de cuib aplicate cu succes în Valea Jiului . . . . . 115—119

INVENŢII

RECENZII

ŞTIRI

DOCUMENTARE

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

MAȘINI DE EXTRACȚIE CU MULTICABLU

MACHINOEXPORT

SSSR·MOSHVA

MACHINOEXPORT

ECONOMICITATE-SIGURANȚĂ ÎN EXPLOATARE-GABARIT REDUS

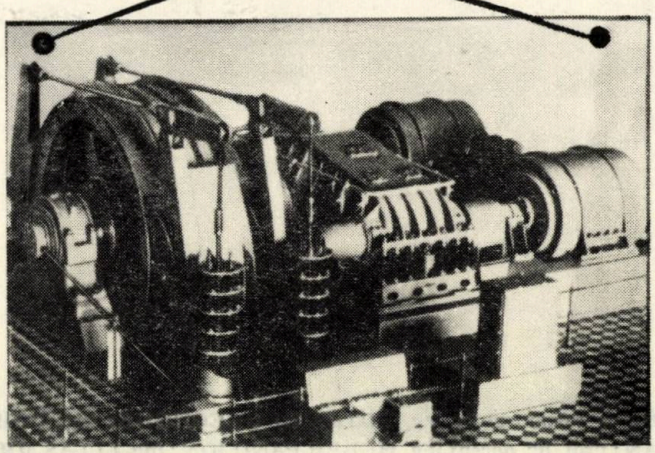
— **pentru echiparea instalațiilor de extracție verticală în minele de cărbuni și minereuri;**
— **pentru extracția substanțelor utile și steril;**
— **pentru transportul personalului, a materialelor auxiliare și utilajului;**
— **pentru revizia și controlul puțurilor.**

Mașinile de extracție cu multicablu se construiesc pentru orice capacitate, de la 3 la 50 tone și orice adîncime, (pînă la 1600 m) cu viteza de extracție pînă la 60 m/s. Mașina poate fi în execuție dreapta sau stînga, motor asincron cu reductor sau motor cu turație mică, fără reductor. Complexul electromotorului și aparaturii permite asigurarea oricărui regim de lucru a instalației de extracție — automat, cu comandă de la distanță, de la rampa superioară de primire și comandă de mînă din sala de mașini.

Mașinile de extracție de fabricație sovietică asigură securitatea muncii, au gabarit și greutate redusă, consum specific redus de energie electrică și se deosebesc prin construcție sigură și eficacitate economcă.

Rugăm a adresa cererile de oferte pe adresa:

B/O МАШИНОЭКСПОРТ, СССР,
Москва, В-330 Телекс 170



MK

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 3 1968

CONSIDERAŢII ASUPRA ACŢIONĂRII ŞI PRODUCTIVITĂŢII EXCAVATOARELOR

Ing. D. FODOR

Se poate afirma că sfera exploatării la zi, sfera extragerii rocilor utile nemijlocit la suprafaţa pămîntului, în aşa-numitele exploatări la zi de vîrstă milenară, cunoaşte în ultimele decenii o intensă reanimare, o dezvoltare impetuoasă a razei de aplicabilitate datorită multiplelor şi cunoscutelor avantaje pe care le atestă comparativ cu mineritul subteran.

Se ştie că în cadrul proceselor de producţie, detaşarea din masiv şi încărcarea materialului detaşat includ cel mai mare volum de muncă şi de aceea, în acest sens, o atenţie deosebită s-a acordat şi continuă să se acorde mecanizării complexe a operaţiilor de tăiere şi încărcare a materialului extras, fapt care constituie cheia raţionalizării şi economicităţii în exploatare la zi.

Mijlocitoare ale mecanizării, excavatoarele sînt utilaje destinate pentru extragerea şi încărcarea rocilor şi zăcămintelor de tărie mică şi medie şi încărcarea rocilor şi zăcămintelor tari numai după o afînare prealabilă.

Atribute ale tehnicii miniere în continuă ascensiune, excavatoarele sînt maşini universale autopropulsante, acţionate cu motoare cu combustie internă Diesel electrice sau electrice şi care au cunoscut în ultimul timp o dezvoltare puternică din punct de vedere constructiv şi funcţional, astfel că operaţiile de excavare şi evacuare a materialului din frontul de lucru pînă la dispozitivul principal de transport se face în momentul de faţă aproape în exclusivitate cu acest tip de utilaj.

În momentul de faţă se cunosc două mari clase de excavatoare şi anume :

— excavatoare cu acţiune intermitentă ;
— excavatoare cu acţiune continuă.

A. Excavatoare cu acţiune intermitentă

Excavatoarele cu acţiune intermitentă au o singură cupă şi după modul legăturii cupei cu braţul ei de acţionare, se deosebesc două tipuri principale :

— lopata mecanică — caracterizată prin legătură rigidă între cupă şi braţ ;

— draglina — caracterizată prin legătură flexibilă între cupă şi braţ.

1. Lopata mecanică

Excavatoarele de tipul lopată mecanică sînt maşini cu acţiune ciclică, ciclul de lucru constînd din cinci elemente sau mişcări şi anume :

— aducerea cupei la baza taluzului ;
— ridicarea şi împingerea cupei spre taluz ;
— retragerea cupei din front ;
— rotirea cabinei cu ridicarea sau coborîrea cupei la înălţimea vehiculului de transport ;
— golirea cupei.

Durata unui ciclu la o iuţeală medie a mişcărilor la un excavator de mare capacitate este de 50—60 s, din care 40 sînt necesare pentru excavare şi cele două rotiri.

Durata unui ciclu depinde în mare măsură de felul şi numărul motoarelor de acţionare, din acest punct de vedere cele mai avantajoase fiind motoarele electrice care permit suprapunerea mişcărilor şi deci scurtarea ciclului de lucru.

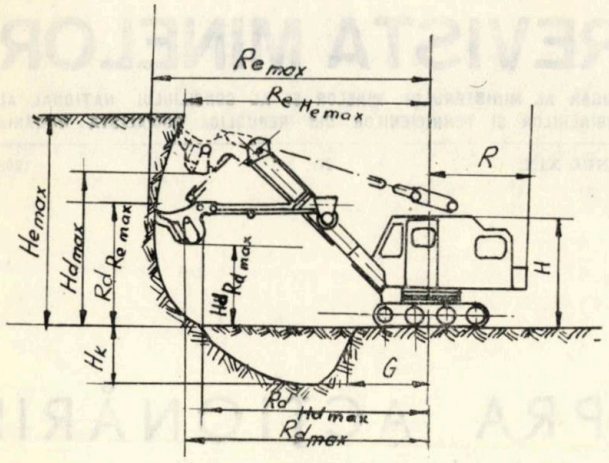


Fig. 1. Dimensiunile de lucru ale excavatorului lopată mecanică.

Dimensiunile principale de lucru ale lopeții mecanice pot fi urmărite în figura 1 și sînt caracterizate prin capacitatea cupei, lungimea brațului și lungimea cozii cupei.

R_e este raza de excavare, adică distanța pe orizontală de la axa de rotație a excavatorului pînă la muchia tăietoare a cupei; acest parametru poate avea o valoare maximă $R_{e\,max}$ și o valoare minimă G;

$H_{e\,max}$ — înălțimea maximă de excavare;

$H_{d\,max}$ — înălțimea maximă de descărcare;

$R_{d\,max}$ — raza maximă de descărcare;

R — raza de rotație a părții posterioare a cabinei;

H — gabaritul de înălțime a excavatorului;

H_k — adîncimea maximă de excavare;

$R_{eH\,max}$ — raza de excavare la înălțimea maximă de excavare;

$H_{eR_e\,max}$ — înălțimea de excavare la raza maximă de excavare;

$R_{dH_d\,max}$ — raza de descărcare la înălțimea maximă de descărcare;

$H_{dR_d\,max}$ — înălțimea de descărcare la raza maximă de descărcare.

Valoarea acestor parametri se modifică în funcție de unghiul de înclinare a brațului de sprijin. Cu brațul așezat mai aproape de verticală se mărește înălțimea, dar se reduce corespunzător raza de acțiune a excavatorului. Brațul așezat mai aproape de orizontală sau mai puțin înclinat mărește raza de acțiune și micșorează înălțimea de excavare a utilajului.

Raza de rotație a părții posterioare a cabinei determină poziția pe care excavatorul o poate ocupa în abataj, iar gabaritul înălțimii determină posibilitatea de trecere sub obstacole a excavatorului cu echipamentul de lucru demontat.

Dimensiunile frontului de lucru

În cazul utilizării excavatorului lopată mecanică, frontul de lucru care este atacat de obicei de la un capăt al treptei are profilul curbiliniu în cazul rocilor moi și destul de abrupt, corespunzător cu traiectoria cupei. La rocile friabile și cele stîncoase, după afînarea lor prin lucrări de perforare-împușcare, profilul curbiliniu al taluzului nu se menține din cauza surpărilor repetate și treptate ale materialului, avînd ca urmare o formă plană cu o înclinare apropiată de valoarea unghiului de taluz natural al rocilor.

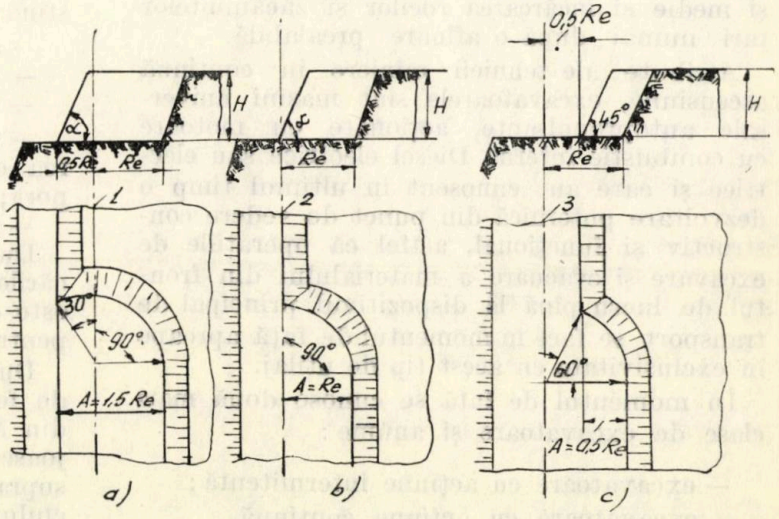
Înălțimea frontului la extragerea cu lopeți mecanice nu trebuie să depășească în mod obișnuit înălțimea maximă de excavare. În cazul în care înălțimea frontului depășește totuși înălțimea maximă de excavare a lopeții mecanice, partea superioară a frontului de lucru trebuie să fie afînat și aruncat pe talpa frontului prin mijloace speciale suplimentare. Se admite o înălțime mai mare a frontului de lucru, numai în cazul rocilor stîncoase, bine afînate și cînd surparea lor treptată nu prezintă pericol.

În general, lățimea frontului de lucru A, la folosirea lopeților mecanice, variază în limitele unei raze și a unei raze și jumătate de excavare a utilajului (fig. 2):

$$A = (1 - 1{,}5)\, R_e, \text{ m.}$$

În roci moi, care se depozitează cu excavatorul direct în halde interioare, se admite o

Fig. 2. Elementele frontului de lucru la folosirea lopeților mecanice:
1, 2, 3 — axa excavatorului.



lățime mai mică a frontului de lucru dar limitată de jumătatea razei de excavare.

$$A \geqslant 0{,}5\ R_e, \text{ m.}$$

S-a stabilit că materialul din frontul de abataj este accesibil cupei excavatorului la rotirea acestuia cu 45° în raport cu spațiul exploatat și totuși pentru o eficacitate maximă a încărcării, este preferabil ca acest unghi să nu depășească 30°.

De obicei lățimea frontului de lucru se stabilește la maximum, adică $A = 1{,}5\ R_e$, pentru ca deplasările utilajelor și ale căilor ferate din front să fie minime. În cazul că transportul materialului nu se face pe calea ferată, sau se depozitează direct în halde interioare, lățimea frontului de lucru poate fi mai mică.

Pentru cele mai răspîndite modele de excavatoare întîlnite la exploatările la zi, avînd capacitatea cupei de 1,5—3 m³, înălțimea normală a frontului de abataj este de 8—10 m, iar lățimea de 10—12 m; pentru lopețile mecanice cu parametri de lucru mai mari, înălțimea frontului de lucru atinge 15—18 m, iar lățimea 15—20—25 m.

2. *Draglina*

La fel ca și lopețile mecanice, draglinele sînt mașini cu acțiune ciclică, ciclul de lucru realizîndu-se după cinci mișcări:

— rotirea platformei superioare a excavatorului și aruncarea cupei în frontul de lucru;

— tîrîrea cupei pe material pentru încărcare;

— ridicarea cupei încărcate spre vîrful săgeții;

— rotirea platformei superioare cu ridicarea sau coborîrea cupei deasupra punctului de descărcare;

— golirea cupei.

Durata unui ciclu de lucru a draglinei este ceva mai mare decît durata ciclului la lopata mecanică și de aceea și randamentul obținut în aceleași condiții de lucru este mai mic la draglină și reprezintă numai aproximativ 80% din cel al lopeții mecanice.

Dimensiunile de lucru sau caracteristicile funcționale ce se disting la draglină se pot urmări în figura 3 și constau din:

$R_{e\ max}$ — raza maximă de excavare;
$R_{ac\ cupă}$ — raza de acțiune a cupei;
R_d — raza de descărcare a cupei;
H_e — adîncimea de excavare;
$H_{d\ max}$ — înălțimea maximă de descărcare.

Dimensiunile frontului de lucru

Frontul de lucru la folosirea draglinei se situează de obicei la capătul treptei. Profilul frontului este curbiliniu dar mai puțin înclinat decît la folosirea lopeților mecanice, profil impus de traiectoria cupei draglinei care are legătură flexibilă cu brațul.

Unghiul teoretic al taluzului frontului de lucru este de 40° sau cel mult 60°, iar unghiul taluzului stabilit este de 35—45° (fig. 4).

După raza de excavare R_e a draglinei la talpa frontului de abataj se stabilește înălțimea h a frontului de lucru cu condiția ca draglina să fie situată dincolo de prisma de alunecare.

Distanța dintre axa draglinei și marginea superioară a frontului de lucru se determină prin raza de încărcare la nivelul de staționare a draglinei $R_{i\ min}$.

Lățimea frontului de lucru, în cazul utilizării draglinei, se determină după raza de excavare și unghiurile de rotație ale mașinii W și W_1 în pozițiile extreme față de axa ei.

Fig. 3. Dimensiunile de lucru ale draglinei.

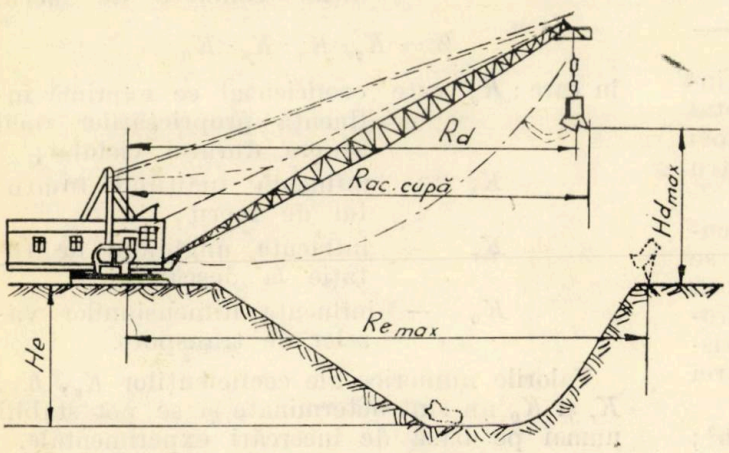
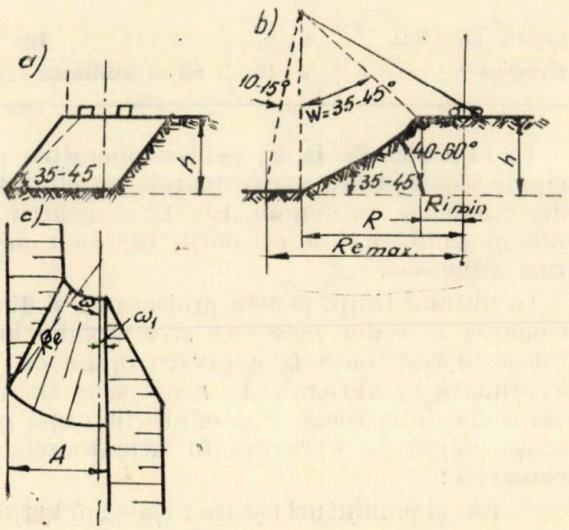


Fig. 4. Elementele frontului de lucru la folosirea draglinei.



Pentru cazul general, conform figurii 4, lăţimea frontului va fi :

$$A = R_e (\sin W + \sin W_1), \text{ m.}$$

Unghiurile de rotaţie se stabilesc după necesitate şi au valori cuprinse între 30 şi 45° pentru W şi în general de 0° pentru W_1, deoarece rotirea maşinii spre noul taluz al treptei se face de obicei numai pentru îndreptarea lui.

În cazul în care $W_1 = 0°$, lăţimea frontului de lucru va fi :

$$A = R_e \sin W, \text{ m.}$$

Draglinele cele mai răspîndite, avînd capacitatea cupei de 1,5—4,0 m³, au o rază de încărcare de 20—40 m, şi lăţimea frontului de lucru de 10—20 m.

Înălţimea treptei nu va depăşi adîncimea de excavare, iar înălţimea de descărcare variază între 12 şi 25 m.

Tăierea rocii

Apăsarea sau efortul de tăiere dezvoltat de excavator asupra cuţitelor sau asupra muchiilor tăietoare ale cupelor corespunde cu efortul de ridicare al troliului minus greutatea părţii din echipamentul de lucru care se ridică, inclusiv roca tăiată şi încărcată. Eforturile de ridicare sau de tăiere la lopeţile mecanice şi la dragline, necesare pentru lucru productiv în roci de diverse tării, se exprimă în tone pe 1 m³ de capacitate a cupei şi se numesc eforturi specifice (tabela 1).

Tabela 1

Efortul specific de tăiere al lopeţilor mecanice şi al draglinelor

Tipul excavatorului	Caracterul rocilor şi efortul specific de tăiere necesar în raport cu capacitatea cupei, t/m³		
	moi	tari	stîncoase
Lopata mecanică	6—8	8—10	10—12
Draglina	6—10	nu se utilizează	

În exploatările la zi, pentru operaţiile principale sînt folosite excavatoarele cu efort total de tăiere de minimum 10—12 t pentru roci moi şi semitari şi de cel puţin 15—18 t pentru roci stîncoase.

În ultimul timp, pentru proiectarea şi dimensionarea lopeţilor mecanice şi a draglinelor se foloseşte rezistenţa la excavare opusă de rocă exprimată în kgf/cm². În acest sens Dombroski a clasificat rocile şi pămînturile după rezistenţa opusă la excavare în următoarele trei categorii :

— roci şi pămînturi uşoare : 1,8—2,5 kgf/cm² ;

— roci şi pămînturi de tărie medie : 3,5—6 kgf/cm² ;

— roci şi pămînturi tari : 7—18 kgf/cm².

Calculul analitic al productivităţii

Productivitatea teoretică a excavatorului cu o cupă care corespunde cu folosirea completă a posibilităţilor constructive ale utilajului se determină cu relaţia :

$$Q_h = En, \text{ m}^3/\text{h},$$

unde :

E este capacitatea cupei, m³,
n — numărul ciclurilor realizate într-o oră.

Gradul de folosire al excavatoarelor, adică raportul între productivitatea care poate fi realizată şi cea teoretică, rezultă din totalitatea condiţiilor tehnico-productive şi naturale de lucru.

Productivitatea orară Q_h a unui excavator lucrînd fără întrerupere, exprimată în metri cubi rocă din masiv, se determină cu expresia :

$$Q_h = \frac{E \cdot \eta_u}{K} \cdot \frac{3\,600}{t \cdot \beta}, \text{ m}^3/\text{h}$$

în care :

η_u este coeficientul de umplere al cupei excavatorului şi are valori cuprinse între 0,8 şi 1,0, în funcţie de tăria rocii ;

K — coeficientul de afînare a rocii în cupă, egal cu 1,1—1,5 ;

t — durata teoretică a unui ciclu de lucru S, se ia din fişa excavatorului ;

β — coeficientul ce ţine seama de modificarea duratei ciclului de lucru al excavatorului în funcţie de condiţiile concrete de lucru.

$$\beta = K_g \cdot K_h \cdot K_r \cdot K_0$$

în care : K_g este coeficientul ce exprimă influenţa proprietăţilor rocii asupra duratei ciclului ;

K_h — influenţa înălţimii frontului de lucru ;

K_r — influenţa unghiului de rotaţie la descărcare ;

K_0 — influenţa dimensiunilor vaselor de transport.

Valorile numerice ale coeficienţilor K_g, K_h, K_r şi K_0 nu sînt determinate şi se pot stabili numai pe bază de încercări experimentale.

În calculul practic întîlnim relaţia de mai sus sub o formă mai simplă:

$$Q_h = E \cdot \eta_e \cdot n, \text{ m}^3/\text{h sau}$$

$$G_h = \gamma \cdot Q_h, \text{ t/h}$$

în care:

$\eta_e = \frac{\eta_u}{K}$ este coeficientul de excavare şi are valori cuprinse între 0,55 şi 0,9;

$n = \frac{3\,600}{t \cdot K_g \cdot K_r \cdot K_h K_0}$ — numărul ciclurilor pe ora de lucru fără întrerupere al excavatorului.

Productivitatea excavatorului pe schimb de lucru Q_{sch}, exprimată în rocă de masiv, se determină din relaţia:

$$Q_{sch} = Q_h \cdot T \cdot \eta_t, \text{ m}^3/\text{sch sau}$$

$$Q_{sch} = E \cdot \eta_e \cdot n \cdot T \cdot \eta_t, \text{ m}^3/\text{sch},$$

în care:

T este durata schimbului de lucru al excavatorului, ore;

η_t — coeficientul de folosire a excavatorului în timpul unui schimb; are totdeauna valori subunitare.

Coeficientul de folosire a excavatorului în timpul unui schimb depinde de:

— organizarea deservirii excavatorului cu vase de transport;

— organizarea reparaţiilor curente ale excavatorului;

— felul transmisiei şi al construcţiei mecanismului de deplasare al explozivului;

— organizarea lucrărilor de împuşcare dacă excavatorul lucrează în roci stîncoase.

Excavatoarele care lucrează la încărcarea cărbunelui şi a minerelui au cupe a căror capacitate variază între 1,0 şi 4,0 m³. La lucrările de descopertă se întrebuinţează excavatoarele cu capacitatea cupelor de la 3 m³ în sus.

Excavatoarele cu cupa pînă la 1 m³ se folosesc la lucrările auxiliare: alinierea treptelor, nivelarea bermelor, curăţirea rocilor rămase pe berma zăcămîntului etc.

Productivitatea anuală a unui excavator lopată mecanic, cu 1 m³ capacitate a cupei, cu încărcarea în vagoane de cale ferată, oscilează conform datelor din tabela 2.

Productivităţile minime din tabela 2 corespund excavatoarelor cu combustie internă sau cu abur, iar cele maxime — excavatoarelor acţionate electric.

Productivitatea celorlalte tipuri de excavatoare cu acţiune ciclică este, de obicei, în condiţii egale, mai mică decît productivitatea lopeţilor mecanice.

Tabela 2

Natura rocilor	Productivitatea anuală, mii m³	
	minim	maxim
Roci uşor dezagregate	200	350
Roci argiloase	250	300
Roci semistîncoase	200	250
Roci stîncoase	150	190

Pentru calculul productivităţii draglinei şi a lopeţii cu acţiune inversă, după productivitatea cunoscută a lopeţii mecanice, la aceeaşi capacitate a cupei sînt utilizaţi de obicei coeficienţii comparativi din tabela 3.

Tabela 3

Coeficienţii comparativi de productiviate pentru diferite tipuri de excavatoare

Tipul excavatorului	Roci moi	Roci de tărie medie	Roci compacte tari	Roci stîncoase
Lopată mecanică	1,00	1,00	1,00	1,00
Draglina	0,82	0,82	0,77	0,64
Lopata cu acţiune inversă	0,64	0,66	0,70	0,68

Trebuie arătat că productivitatea anuală a excavatorului cu acţiune ciclică în condiţii favorabile de lucru şi la o capacitate medie a cupelor, ajunge la ordinul sutelor de mii de metri cubi pe an, în excepţional de rare cazuri putînd depăşi şi un milion de metri cubi pe an.

A. Excavatoare cu acţiune continuă

Excavatoarele cu acţiune continuă au mai multe cupe şi construcţia lor se bazează pe două principii:

— excavatoare cu fixarea cupelor tăietoare într-un lanţ fără fine — elindele;

— excavatoare cu fixarea cupelor tăietoare la periferia unui disc sau sferă care se roteşte.

1. *Elindele*

După caracteristicile constructive elindele se pot grupa în mai multe categorii, iar după poziţia braţului conducător al lanţului, raportată la nivelul de deplasare al utilajului, se deosebesc:

— excavatoare acţionînd sub nivel;

— excavatoare acţionînd deasupra nivelului;

— excavatoare cu dublă posibilitate de excavare;

— excavatoare cu excavare simultană de la și sub nivelul de deplasare.

După construcția brațului conducător se deosebesc:

— excavatoare cu braț drept;

— excavatoare cu braț articulat cotit;

— excavatoare cu sau fără articulație de nivelare.

După modul de conducere al lanțului cu cupe se deosebesc:

— excavatoare cu lanț liber;

— excavatoare cu lanțul condus pe culise.

Principalii parametri funcționali ai acestor tipuri de excavatoare cu acțiune continuă sînt:

q — volumul teoretic al cupei;

t_1 — adîncimea de excavare cu nivelatorul orizontal;

h_1 — înălțimea de excavare cu prelungitorul orizontal;

t_2 — adîncimea de excavare cu nivelatorul în prelungirea brațului;

h_2 — înălțimea de excavare cu prelungitorul în prelungirea brațului.

În figura 5 se pot urmări siluetele și principalii parametri funcționali care deosebesc construcțiile excavatoarelor cu acțiune continuă, avînd cupele legate pe lanț și conduse pe brațe articulate.

Elindele se construiesc cu cupe a căror capacitate variază de la 150 pînă la 1 500 l și se pot clasifica după acest criteriu în următoarele tipuri (tabela 4).

Tabela 4

Tipuri de excavatoare cu mai multe cupe

Tipuri de excavatoare	Capacitatea cupelor
Mici	pînă la 300
Mijlocii	300—600
Mari	600—1 000
Foarte mari	peste 1 000

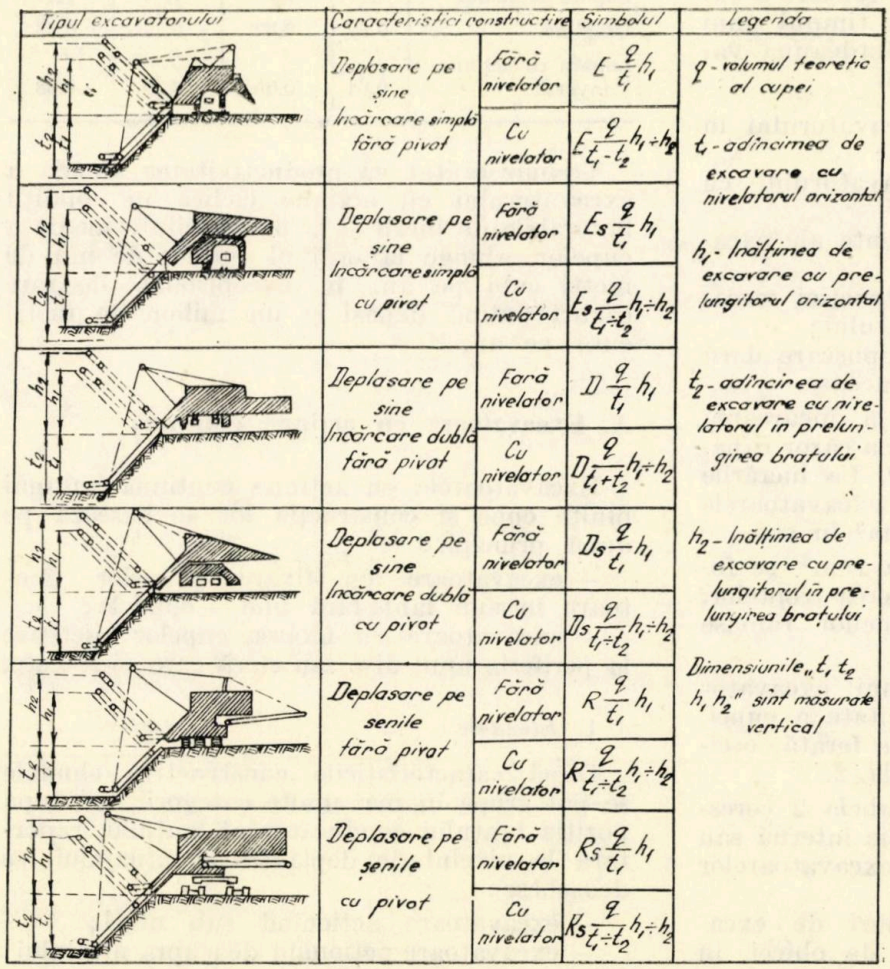
Aceste agregate sînt folosite cel mai frecvent pentru excavare sub nivel, datorită realizării unei umpleri mai bune a cupelor. În acest caz cupele tăietoare se mișcă sub acțiunea unei stele de acționare în jos pe partea superioară a brațului pînă la steaua conducătoare de unde, în deplasare ascendentă, taie așchii din teren și se încarcă cu material de-a lungul traseului pe taluz pînă la intrarea în jgheabul conducător prin care ajung din nou la steaua motoare unde se golesc.

În cazul excavării deasupra nivelului de așezare a excavatorului, cupele nu îndeplinesc decît o acțiune de frezare pînă la nivelul bermei de unde se încarcă cu materialul pe care îl conduc pînă la steaua motoare. De aceea în majoritatea cazurilor de excavare de la nivel, cupele se înlocuiesc cu simple razuri sau raclete de-a lungul brațului, paralel cu taluzul, iar materialul adunat pe bermă este încărcat și transportat pînă la steaua de acționare de o serie de cupe care circulă de-a lungul unui al doilea braț articulat.

Aceste agregate sînt folosite pentru operațiile de dezvelire și de extragere a substanței minerale utile, pentru excavarea superioară cu o înălțime verticală a treptei de pînă la 30 m și pentru excavarea inferioară la o înălțime a treptei de pînă la 40 m.

La folosirea excavatoarelor cu posibilitatea de lucru de la și sub nivelul de deplasare, cu acțiune dublă simultană, trep-

Fig. 5. Siluete și parametri funcționali ai excavatoarelor de tip elindă.



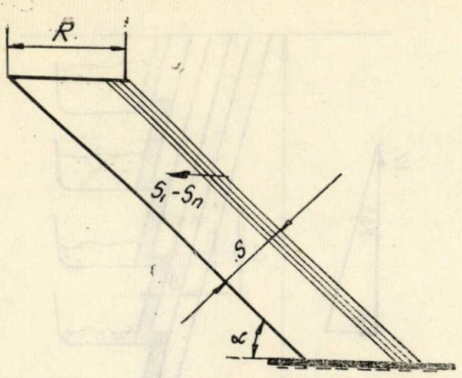


Fig. 6. Tăierea taluzului în plane paralele.

tele de descopertă se împart în subtrepte cu o înălțime de maximum 25 m, utilizîndu-se astfel extragerea cu un singur excavator a unei trepte pînă la 50 m înălțime.

Tăierea rocii

Excavatoarele tip elindă cu cupele articulate de lanț excavează taluzul în două moduri :

— tăind în plane paralele ;

— tăind în evantai.

În cazul tăierii în plane paralele, excavarea taluzului pe o anumită adîncime se face în pături paralele. Fiecare pătură are o grosime de aproximativ 12,5 cm și este așchiată la o cursă a excavatorului de-a lungul talauzului treptei, care formează frontul de lucru (fig. 6).

Pentru realizarea așchierii, brațul conducător se fixează paralel cu înclinarea talauzului și la înălțimea corespunzătoare grosimii de așchiere stabilită.

Cupele tăietoare așchiază pe întreagă lungime a brațului și ajung complet pline la intrarea în jgheabul dirijor, realizînd în felul acesta o productivitate maximă la excavare.

Pînă la excavarea completă a feliei, brațul conducător ia diferite poziții ce se pot urmări în figura 7. Pasul de ripare R se determină din figura 6 și este dat de relația :

$$R = \frac{S}{\sin \alpha}, \text{ m.}$$

În cazul tăierii în evantai, excavarea taluzului se face în pături alăturate între ele ca paletele unui evantai, în timp ce brațul conducător este coborît după fiecare cursă de-a lungul taluzului (fig. 8).

După cum reiese din figură, la acest mod de excavare, rămîn la baza taluzului praguri de rocă, a căror înlăturare necesită adăugarea la partea inferioară a brațului principal, a unuia sau a două brațe articulate scurte.

Pe lîngă acest dezavantaj, la tăierea în evantai capacitatea cupelor nu este utilizată la ma-

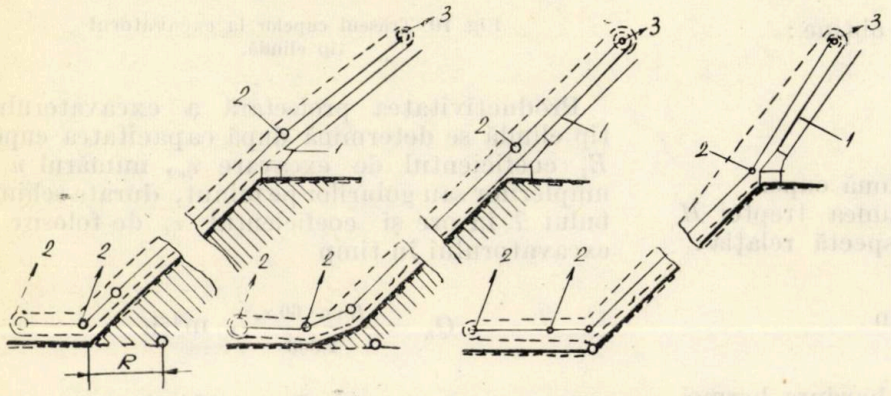


Fig. 7. Pozițiile brațului conducător pînă la excavarea completă a feliei : *1* — poziția jghiabului ; *2* — articulațiile brațelor ; *3* — steaua de acționare.

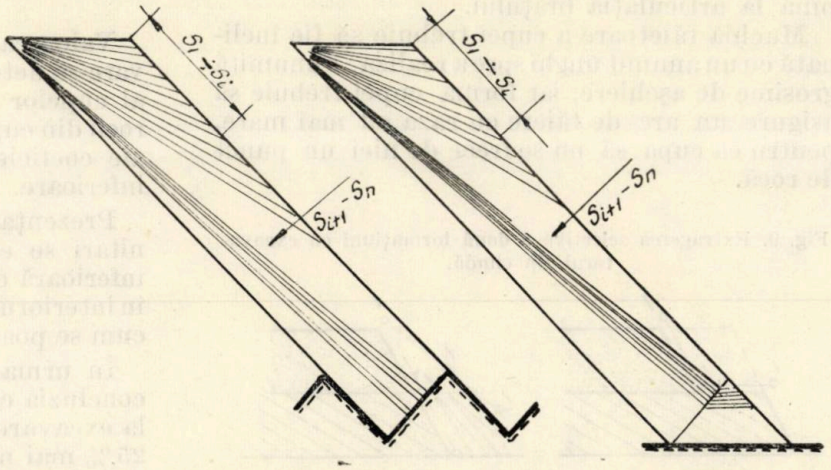


Fig. 8. Tăierea taluzului în evantai.

ximum, iar grosimea de aşchiere este mult mai mică în partea superioară, cauzînd astfel o suprasolicitare a organelor de lucru la tăierea porţiunii inferioare a taluzului.

Prin utilizarea braţelor conducătoare articulate se pot excava selectiv două sau mai multe formaţiuni cu caracteristici fizico-mecanice diferite din constituţia descopertei.

În figura 9 se observă excavarea părţii superioare, prin utilizarea unui braţ articulat, potrivit grosimii rocii, după care prin extensiunea articulaţiei se excavează porţiunea inferioară.

Excavarea cu excavatorul de tip elindă se realizează prin aşchierea rocii de către cupele care se mişcă cu viteza V_e a lanţului, în timp ce întregul excavator înaintează paralel cu taluzul, cu viteza V_l. Datorită celor două viteze ce intră în acţiune, cupele urmează traseul rezultantei, care formează cu linia de cea mai mare pantă a taluzului unghiul α, a cărui valoare se deduce din figura 10.

$$\operatorname{tg}\alpha = \frac{V_a}{V_l}.$$

Între lăţimea de aşchiere B, viteza de marş a excavatorului V_e şi numărul de cupe golite pe minut n există relaţia :

$$B = \frac{V_e}{n}$$

înlocuind pe n, cu $n = \frac{V_l \cdot 60}{a}$ se obţine :

$$B = \frac{V_e \cdot a}{60\, V_l},\ \text{m}$$

în care a este distanţa dintre două cupe.

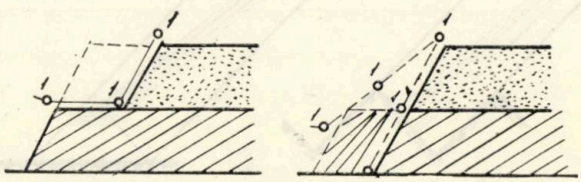
În lungimea braţului I, înălţimea treptei H şi înclinarea taluzului α se respectă relaţia :

$$L = \frac{H}{\sin\alpha} + a_1,\ \text{m}$$

în care a_1 este distanţa de la bordura bermei pînă la articulaţia braţului.

Muchia tăietoare a cupei trebuie să fie înclinată cu un anumit unghi spre a realiza o anumită grosime de aşchiere, iar forma cupei trebuie să asigure un arc de tăiere cu raza cît mai mare, pentru ca cupa să nu se frece de nici un punct de rocă.

Fig. 9. Extragerea selectivă a două formaţiuni cu excavatorul tip elindă.



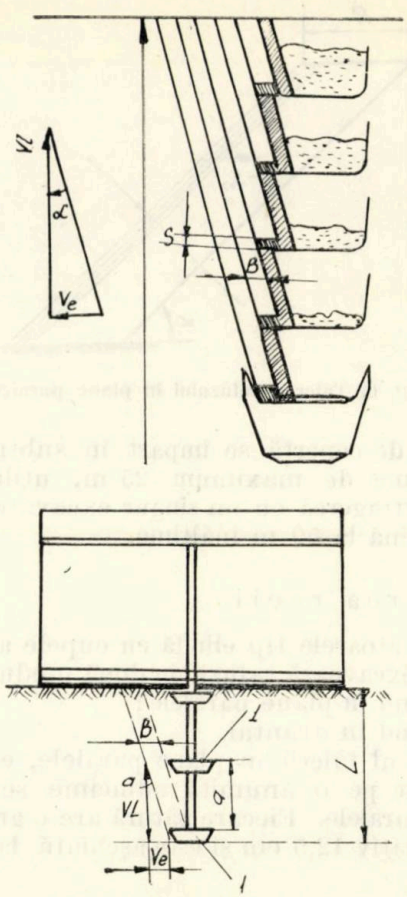


Fig. 10. Traseul cupelor la excavatorul tip elindă.

Productivitatea proiectată a excavatorului tip elindă se determină după capacitatea cupei E, coeficientul de excavare η_e, numărul n a umplerilor sau golurilor pe minut, durata schimbului T în ore şi coeficientul η_t de folosire a excavatorului în timp

$$Q_h = \frac{E \cdot n \cdot 60\, \eta_e}{1\,000},\ \text{m}^3/\text{h}$$

$$Q_{\text{sch}} = Q_h \cdot T \cdot \eta_t,\ \text{m}^3/\text{sch}.$$

Valoarea numerică a coeficientului de excavare se determină după coeficientul de umplere al cupelor şi după coeficientul de afînare al rocii din cupe. În tabela 5 sînt date cîteva valori ale coeficienţilor amintiţi în cazul excavării inferioare.

Prezenţa coeficienţilor de excavare supraunitari se explică prin aceea că la excavarea inferioară cupa deplasează materialul nu numai în interiorul ei, ci şi în faţa ei prin tîrîre, aşa după cum se poate observa în figura 11.

În urma observaţiilor practice s-a ajuns la concluzia că valoarea coeficientului de umplere la excavarea superioară este cu cel puţin 15 — 25 % mai mic decît la excavarea inferioară.

Tabela 5

Denumirea rocii	Valori ale coeficienților			
	De umplere	De afînare	De excavare	
			Condiții grele	Condiții favorabile
Nisip, pietriș	1,1—2,0	1,20	0,80	1,65
Cărbune brun, roci argiloase prăfoase ușoare	1,0—1,5	1,25	0,85	1,25
Roci argiloase prăfoase, compacte	1,0—1,3	1,25—1,30	0,80	1,50
Roci argiloase	0,9—1,1	1,30—1,35	0,70	0,80

Numărul găurilor (umplerilor) pe minut se determină din expresiile :

$$n = \frac{1\,000\ V_l}{i \cdot m}$$

în care

V_l este viteza lanțului cu cupe, m/min ;
i — numărul zalelor dintre două cupe ;
m — distanța dintre bolțurile a două zale, mm

sau

$$n = \frac{V_l \cdot 60}{a}$$

în care a este distanța dintre două cupe.

Valorile numerice ale coeficientului η_t de folosire a excavatorului în timp depind de modul de organizare a lucrului, de asigurarea cu mijloace necesare pentru transportul rocii sau a substanței minerale utile și are valori cuprinse între 0,60 și 0,95.

Productivitățile teoretice ale excavatoarelor de acest tip au valori aproximativ egale cu cele date în tabela 6.

Tabela 6

Productivitatea teoretică a excavatoarelor cu mai multe cupe tip elindă

Capacitatea cupei, l	Numărul de umpleri pe minut	Lungimea maximă de excavare, m		Producția teoretică, m³/h
		în înălțime	în adîncime	
500	20	15	11	900
800	22	20	20	1 060
1 200	22	—	24	1 585
1 500	20	30	29	1 800
2 000	18	—	30	2 160

2. *Excavatoare cu rotor și cupe tăietoare*

Excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare sînt în prezent cele mai productive utilaje întrebuințate în exploatarea la zi.

Avantajul mare pe care îl prezintă acest tip de excavator, față de celelalte, constă în faptul că operațiile de excavare și transport sînt executate de dispozitive separate : cupele execută numai tăierea, iar transportul este preluat de o bandă de transport independentă.

Întrucît materialul este transportat de la rotor cu un transportor cu bandă, unghiul de înclinare a brațului de susținere a rotorului și transportorului nu trebuie să depășească 18—20°. Datorită acestei condiții acest tip de excavator se folosește, de obicei, pentru excavarea de la nivelul de bază în sus, întrucît la excavarea sub nivel, frontul de lucru ar avea înclinare și înălțime mică.

Principalii parametri funcționali ai excavatoarelor cu rotor și cupe tăietoare sînt : volumul teoretic al cupei E, numărul cupelor tăietoare montate pe rotor z, înălțimea de excavare h_1, alungirea brațului rotorului v și adîncimea de excavare t_1.

În figura 12 sînt redate siluetele și parametrii funcționali ai excavatoarelor cu rotor și cupe tăietoare.

Fig. 12. Excavatoare cu rotor și cupe tăietoare. →

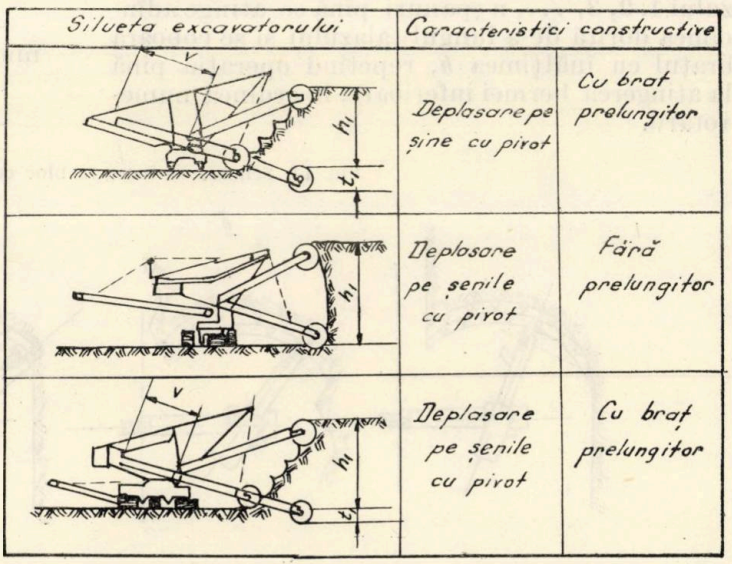
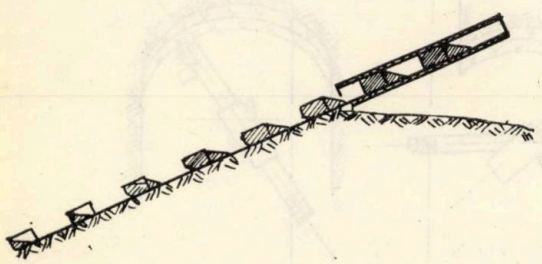


Fig. 11. Schema de umplere a cupelor în frontul de lucru, la excavarea inferioară.



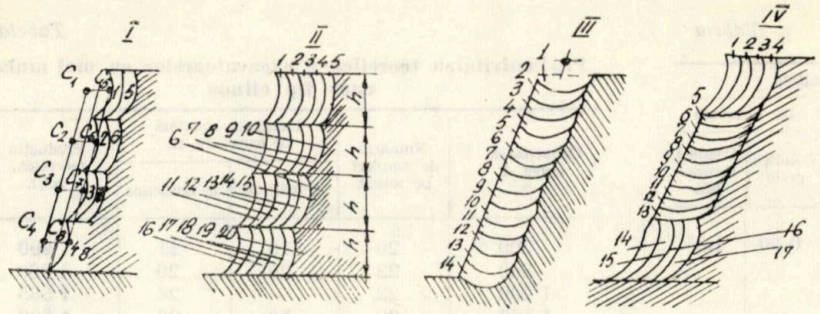


Fig. 13. Scheme de excavare a frontului de lucru cu excavatorul cu rotor.

Diametrul rotorului variază cu productivitatea urmărită și cu constituția materialului excavat, între 3 — 7 m, iar capacitatea constructivă a cupelor între 100 — 4 000 l.

Tăierea rocii

Excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare pot fi utilizate atît la lucru frontal, adică excavînd de-a lungul taluzului în linie dreaptă cîte un șpan la fiecare marș în cele două sensuri de deplasare, cît și la lucru în blocuri, adică extrăgînd pe o anumită lungime din întregul front al carierei.

Atît la extragerea frontului cît și la extragerea pe blocuri, excavarea se execută sistematic adică șpanurile se taie într-o anumită ordine, pe verticală descendent, întrucît rotorul nu poate excava întreaga înălțime a treptei dintr-o singură dată.

În ambele cazuri de extragere, excavarea se execută după patru scheme de bază redate în figura 13.

I. Se excavează din pozițiile C_1, C_2, C_3, C_4 pe rînd cîte un șpan de înălțime h, pe toată lungimea frontului, după care se ridică rotorul din nou la nivelul primei fîșii în poziția C_5 și se repetă excavarea.

II. Se excavează la partea superioară a taluzului 1, 2, 3, ..., n șpanuri pînă se atinge adîncimea dorită de-a lungul talazului și se coboară brațul cu înălțimea h, repetînd operația pînă la atingerea bermei inferioare, în ordinea numerotării.

III. În această schemă excavarea se face cu șpanuri orizontale succesive pe toată lungimea taluzului, pînă se atinge vatra.

IV. Pentru evitarea coastelor rămase la vatră în schema III, se combină schema II cu schema III. După excavarea fîșiei superioare cu șpanuri 1—4 după schema II se continuă lucru după schema III, pînă aproape de piciorul taluzului după care se excavează ultima porțiune de înălțime h tot după schema II.

La lucrul în blocuri cu excavatoare cu rotor fără braț prelungitor sînt utilizate patru scheme de lucru redate în figura 14.

Excavatorul înaintează spre front cu grosimea șpanului care, prin rotire $\varphi = 0 - 90°$, se reduce la zero.

I. Se excavează cu rotirea completă a brațului port-rotor pe întreaga lățime de bloc.

II. Se excavează cu rotirea brațului cu unghi de valoare diferită. În acest caz rămîn coaste care vor fi tăiate în fîșia următoare.

III. Se excavează cu rotirea incompletă a brațului dar făcînd unghiuri egale în ambele părți, adică cu unghi constant.

IV. Se execută excavarea cu front unic, adică rotirea brațului excavatorului se face la un unghi de aproximativ 120°; în acest caz încărcarea în vagoane este dificilă și de aceea această schemă se aplică numai în cazuri foarte rare.

Trebuie subliniat faptul că alegerea unei scheme de excavare nu se va face după reguli precise, ci trebuie luați în considerare o serie de factori ca de exemplu :

— caracteristicile fizice și mecanice ale materialului de excavat care decide și grosimea șpanului ;

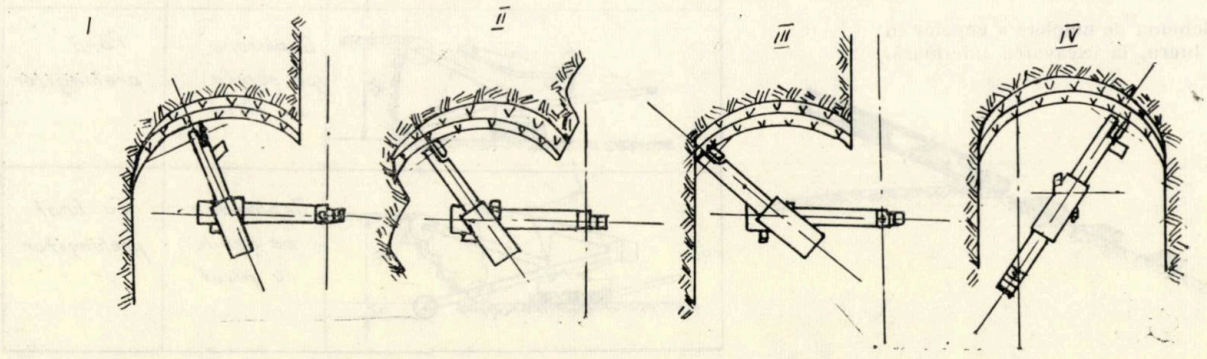
— valoarea unghiului de taluz ;

— înălțimea totală a treptei (care va fi un multiplu al înălțimii șpanului) ;

— posibilitatea prelungirii brațului ;

— lungimea frontului de lucru etc.

Fig. 14. Scheme de lucru în bloc cu excavatorul cu rotor.



Dimensionarea frontului de lucru

Cazul cel mai frecvent de amplasare și utilizare a excavatoarelor cu rotor este în blocuri. Dimensiunile blocului sau ale frontului de lucru sînt în funcție de lungimea brațului port-rotor și de unghiul de rotație al brațului sau al mașinii care poate varia de la 90 la 135°.

Raza maximă de excavare R_{max}, în cazul utilizării excavatorului cu rotor, se determină din lungimea L a brațului, distanța C dintre axa excavatorului și călcîiul brațului și din raza r a rotorului.

Pentru excavatoarele cu corp rotitor raza maximă de excavare, conform figurii 15, va fi:

$$R_{max} = L + C + r, \text{ m.}$$

Lățimea frontului de lucru la folosirea excavatorului cu rotor în cazul corpului rotitor este:

$$A \leqslant R_{max} + R_{max} \sin 45° \cong 1{,}5\, R_{max}, \text{ m.}$$

Înălțimea frontului de abataj este:

$$h \leqslant 2\, R_{max} \sin \frac{\beta}{2}, \text{ m}$$

în care:

$\beta = 30 - 40°$ și reprezintă unghiul de mișcare a brațului pe verticală, deoarece unghiul util de ridicare sau de coborîre a brațului variază între $\pm 15°$ și $\pm 20°$.

Unghiul α al taluzului frontului de lucru se determină cunoscînd înălțimea h a treptei și înaintarea T a brațului excavatorului conform cu figura 16,

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{h}{T}.$$

Lățimea blocului și înclinarea taluzului se pot determina și grafic cu ajutorul unor schițe

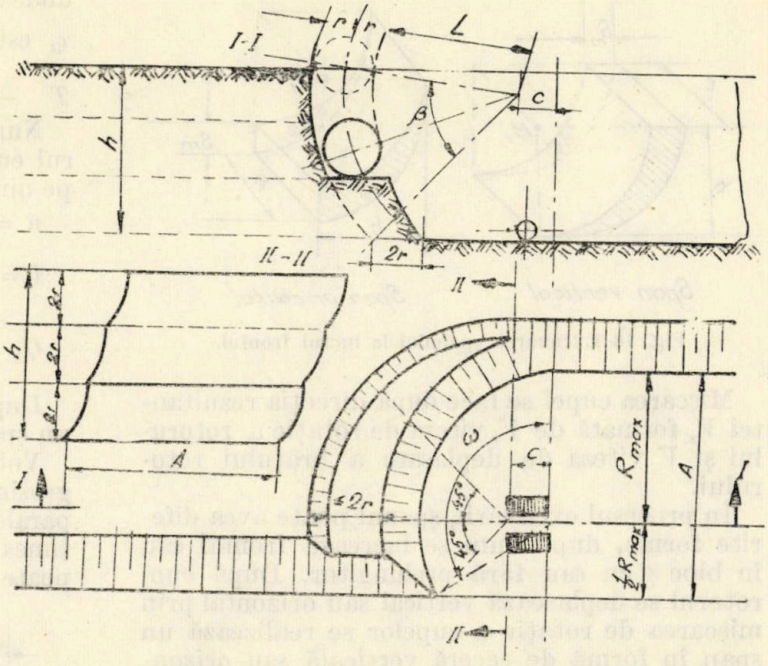


Fig. 15. Elementele frontului de lucru la folosirea excavatorului cu roată cu cupe.

dimensionale, cunoscînd elementele funcționale ale excavatorului cu rotor ce se va utiliza.

La lucrul în bloc al excavatorului cu rotor se începe excavarea la bordura superioară a treptei cu un șpan de grosime variabilă de la S_R pînă la S_m și lățimea B, tăiat cu viteza de rotație v_r (fig. 16). Tăierea se execută orizontal pentru fiecare fîșie în ordine descdentă pînă la excavarea totală a înălțimii treptei și pe lățimea B_B a blocului (fig. 17).

Fig. 17. Lucrul excavatorului cu rotor în bloc.

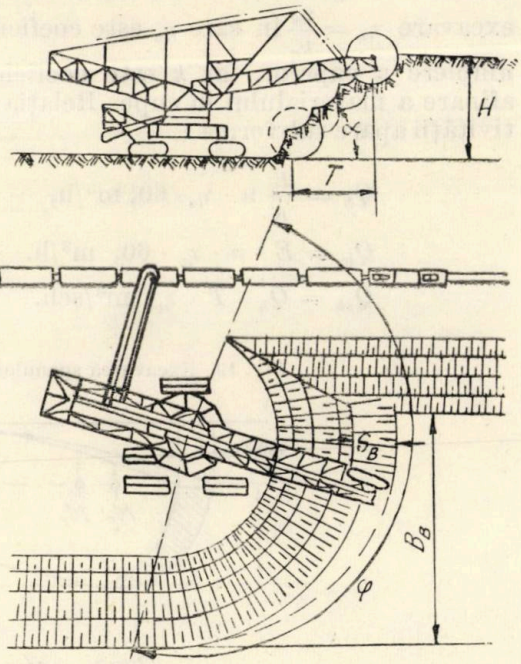
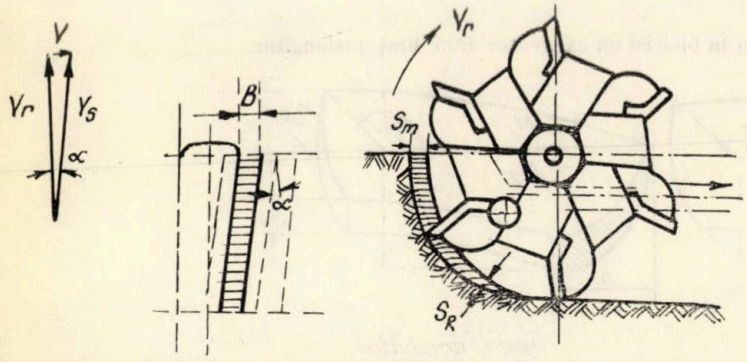


Fig. 16. Modul de excavare a excavatorului cu rotor și cupe tăietoare.



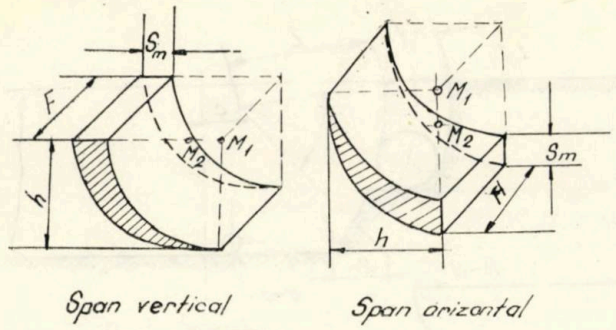


Fig. 18 Excavarea şpanului la lucrul frontal.

Mişcarea cupei se face după direcţia rezultantei V_s formată de V_r viteza de rotaţie a rotorului şi V viteza de deplasare a braţului rotorului.

În procesul excavării, şpanul poate avea diferite forme, după cum se lucrează frontal sau în bloc şi cu sau fără prelungitor. După cum rotorul se deplasează vertical sau orizontal prin mişcarea de rotaţie a cupelor se realizează un şpan în formă de seceră verticală sau orizontală.

La extragerea frontală (fig.18) şpanul are pe toată lungimea frontului aceeaşi înălţime h, iar lăţimea şpanului tăiat variază cu numărul de cupe golite pe minut şi cu viteza de deplasare a braţului port-rotor. Înălţimea h a şpanului poate ajunge la maximum 3/4 din diametrul rotorului.

La extragerea în bloc prin mişcarea de rotire a braţului apare un al doilea şpan în formă de seceră, al cărui plan este perpendicular pe planul şpanului tăiat radial de rotor (fig. 19).

Productivitatea teoretică a excavatorului cu rotor este funcţie de capacitatea E a cupelor, numărul de goliri pe minut n, coeficientul de excavare $\eta_e = \frac{\eta_u}{k_u}$ în care η_u este coeficientul de umplere a cupelor, iar k este coeficientul de afînare a materialului în cupe. Relaţia productivităţii apare sub forma :

$$Q_h = \frac{E}{K} n \cdot \eta_u \cdot 60, \text{ m}^3/\text{h},$$

$$Q_h = E \cdot n \cdot \eta_e \cdot 60, \text{ m}^3/\text{h}.$$

$$Q_{sh} = Q_h \cdot T \cdot \eta_t, \text{ m}^3/\text{sch},$$

unde :

η_t este coeficientul de folosire a excavatorului în timpul schimbului ;

T — durata schimbului de lucru, ore.

Numărul de goliri pe minut este dat de numărul cupelor pe rotor z şi de numărul rotaţiilor pe minut efectuat de rotor i.

$n = z \cdot i$, goliri/min ;

$i = \frac{60\ V_r}{\pi D}$, rotiri/min ;

$$Q_h = E \cdot Z \frac{60\ V_r}{\pi D} \eta_e \cdot 60, \text{ m}^3/\text{h}.$$

După cum s-a arătat, cuţitele de pe cupă taie un şpan sub forma de seceră (fig. 20).

Volumul şpanului cu lungimea l, presupunînd grosimea lui constantă, este identic cu volumul paralelipipedului de aceeaşi lungime şi cu înălţimea H. Deci productivitatea de excavare poate fi redată şi sub forma $Q = S \cdot H \cdot l$.

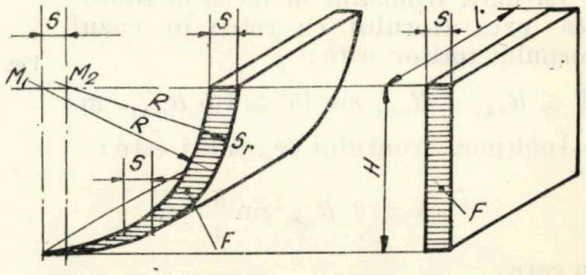


Fig. 20. Elementele sporului realizat de excavatorul cu rotor şi cupe tăietoare.

La lucrul în bloc l este în funcţie de viteza de deplasare a braţului port-rotor şi de timp.

$$Q_h = S \cdot H \cdot l = S \cdot H \cdot V \cdot 60, \text{ m}^3/\text{h}.$$

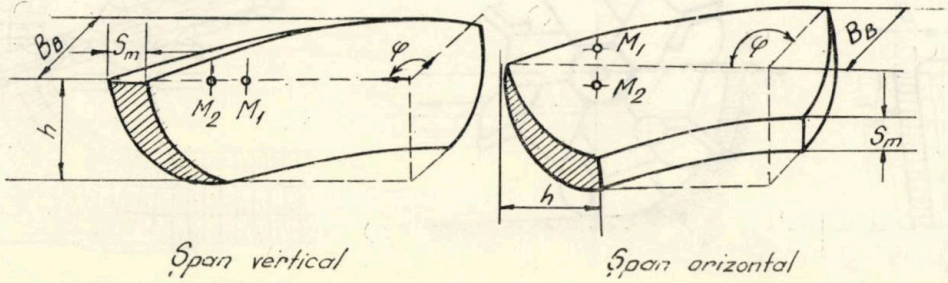
Deci $Q_h = E \cdot Z \frac{60\ V_r}{\pi_D} \eta_e \cdot 60 =$

$= S \cdot H \cdot V \cdot 60, \text{ m}^3/\text{h}.$

Din această relaţie se observă că realizarea productivităţii este condiţionată în primul rînd de grosimea şpanului care se poate calcula avînd cunoscute celelalte elemente din formulă.

De obicei viteza de tăiere a rocii $V_r = 0{,}9 - 1{,}2$ m/s ; diametrul roţii cu cupe, după cum s-a arătat, variază între 3 şi 17 m, numărul de rotiri al rotorului $i = 2 - 3$ rotiri/min şi nu-

Fig. 19. Excavarea şpanului la lucru în bloc cu un excavator fără braţ prelungitor.



mărul de umpleri sau goliri pe minut $n = 18 - 50$.

În baza acestor elemente, productivitatea teoretică a excavatoarelor cu rotor și cupe tăietoare are valori aproximativ egale cu cele date în tabela 7.

Tabela 7

Capacitatea cupei, l	Diametrul roții cu cupe, m	Înălțimea maximă de tăiere, m	Productivitatea teoretică (roca în masiv, m³/h)	Greutatea utilajului în timpul procesului de lucru, t
100	3,2	8	144	58
250	5,0	16,0	540	490
650	7,2	22,5	1 090	1 150
1 200	10,0	—	2 100	—
1 700	12,0	22,5	2 850	5 000
3 600	16,0	40	5 000	6 500

Pentru realizarea productivității tehnice proiectate va trebui să i se imprime rotorului o putere suficientă, pentru învingerea rezistenței la excavare, opusă de rocă.

Rezistența specifică de excavare se exprimă fie în kgf/cm², k, fie în kgf pe centimetru de lungime a cuțitului de tăiere K. Ambele rezistențe pot fi determinate practic pe teren sau experimental în laborator.

În cazul în care este cunoscută una din rezistențele de mai sus se poate deduce și cea de-a doua deoarece între cele două rezistențe specifice de excavare există relația :

$k \cdot f = 2K\sqrt{f}$ sau $K = \frac{1}{2} k\sqrt{f}$ în care f este suprafața șpanului.

În funcție de rezistența specifică, opusă la excavarea cu excavatoare cu rotor și cupe tăietoare, terenurile se împart în trei mari categorii și anume :

— terenuri ușoare (nisip, pietriș etc.) $K = 20$ kgf/cm ;

— terenuri medii $K = 30$ kgf/cm ;

— terenuri dure (argilă compactă, argilă consolidată, marnă etc.) $K = 50 - 60$ kgf/cm.

Concluzii

Din cele arătate mai sus se pot trage următoarele concluzii privind domeniul de utilizare a celor două clase de excavatoare întîlnite în exploatările la zi.

Excavatoarele cu acțiune intermitentă, datorită modului de lucru și a caracteristicilor constructive, pot fi utilizate cu succes la excavarea rocilor tari (stratelor dure) sau a formațiunilor cu incluziuni de tărie mare. Acest domeniu de utilizare este justificat prin forța mare de excavare dezvoltată de organul tăietor fără vreo primejdie pentru echipament.

Din cauza proprietăților fizice și mecanice ale formațiunilor din descopertă și substanțelor minerale utile, excavatoarele cu acțiune intermitentă au cea mai largă răspîndire în S.U.A. și U.R.S.S., unde sînt utilizate atît ca utilaje de extragere cît și ca transbordoare. În aceste două țări, construcția utilajelor cu acțiune intermitentă este foarte dezvoltată; astfel U.R.S.S. dispune de dragline cu capacitatea cupei de 80 m³, iar S.U.A. de lopeți mecanice cu volumul cupei de 46 m³.

Datorită forței de excavare inferioară, realizată de excavatoarele cu acțiune continuă, comparativ cu cea dezvoltată de lopata mecanică și draglină, excavatoarele de tipul elindelor și a celor cu rotor sînt folosite la excavarea formațiunilor de tărie mică și mijlocie.

În R.D.Germană, R.S.Cehoslovacia, R.P. Bulgaria, R.P.Ungară, R.S.F.Iugoslavia și în țara noastră în domeniul mineritului carbonifer, unde terenurile din descopertă și zăcămintele de substanțe minerale utile sînt de tărie mică și medie, excavatoarele cu acțiune intermitentă au rămas ca auxiliare ale excavatoarelor cu cupe multiple și cu acțiune continuă.

Datorită multiplelor avantaje și în special a productivităților mari realizate de excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare, acest tip de agregat este folosit pe scară largă și continuu perfecționat mai ales în privința sporirii forței de excavare și se poate afirma cu certitudine (încă de acum) că va fi utilajul care va deține ca și în prezent prioritatea în exploatarea la zi.

BIBLIOGRAFIE

[1] Poboran, V. *Exploatări miniere la zi.* Editura didactică și pedagogică, 1964.

[2] Novojilov, M. G. *Otkritie gornie roboti,* Izdatelstvo Nedra, 1965.

[3] Seșko, E. F. *Exploatarea la zi a zăcămintelor de substanțe minerale utile.* Editura tehnică 1954.

[4] Limberk, V. *Optimalui parametry Kolesa.* Uhli nr. 3, 1965.

[5] Mani, M. S. *Som Features of Excavator Design* Mining magazine. March, 1966.

[6] Sulima, I. *Gornictwo odkrywkowo Czesc II.* Looz 1961, Krakow Panstwowe Wydawnietwo Naukowe.

[7] Hartig, H. și Ciesielski, R. *Berechnungsgrundlagen für den Braunkohlentagebau,* Leipzig, 1962.

[8] Negulescu, D. *Metode și utilaje noi în exploatarea la zi.* Editura tehnică, 1960.

[9] Seșko, E. F. *Otkritaia razrabotka mestorojdenii polezni iskopaemi.* Ugletehizdat, Moscova, 1957.

DEGAZAREA PREALABILĂ A STRATELOR DE CĂRBUNI PRIN FISURARE HIDRAULICĂ DIN SONDE FORATE DE LA SUPRAFAŢĂ

Ing. N. NOJKIN şi
ing. C. TEODORESCU

Dezvoltarea producţiei de cărbune de calitate superioară are loc în condiţii tot mai dificile din punctul de vedere al emanaţiilor de gaze, datorită creşterii adîncimii minelor.

Datorită progresului realizat în construirea maşinilor de tăiere şi datorită perfecţionării în general a tehnologiei de exploatare a stratelor, lupta împotriva gazelor numai pe seama aerajului devine din ce în ce mai dificilă. Debitele mari de metan care se degajă în abataje şi în lucrările miniere de deschidere şi pregătire pot determina scăderea productivităţii muncii.

De aceea găsirea posibilităţilor efective de reducere a emanaţiilor de metan în lucrările miniere constituie în prezent o preocupare de primă importanţă.

Metoda directă şi efectivă de reducere a degajărilor de metan în subteran o constituie în prezent degazarea stratelor de cărbuni. Prin degazarea prealabilă se realizează o scădere a degajărilor de metan în reţeaua de lucrări miniere subterane şi ca rezultat al acestei scăderi o îmbunătăţire a securităţii muncii şi o creştere a productivităţii muncii în abataje. De asemenea, gazul metan captat poate fi recuperat şi folosit în scopuri utile.

Metodele de degazare aplicate pînă în prezent pe scară industrială, deşi rezolvă în parte scăderea degajărilor de metan în lucrările miniere, au o serie de neajunsuri dintre care vom evidenţia.

— Degazarea se realizează după săparea lucrărilor miniere de pregătire, deci acestea se execută în condiţiile unor degajări puternice de metan, degajări care destul de frecvent frînează săparea lor, contribuind totodată la creşterea debitului total de metan al minei.

— Zona de influenţă a sondelor este limitată în funcţie de permeabilitatea masivului şi de timpul de activitate al sondei, care în general este redus.

— Metodele de degazare aplicate pînă în prezent nu înglobează toate stratele de cărbune dintr-un bazin, ci se aplică numai unora dintre acestea, în special celor care au însoţitori.

— Degazarea prin găuri de sondă, realizîndu-se din lucrările miniere, poate stînjeni alte procese tehnologice.

— În reţeaua de conducte se produc oscilaţii destul de mari ale debitului de gaz absorbit, iar concentraţia în metan a acestuia este destul de mică, fapt care îngreuiază utilizarea lui.

— Atît forarea găurilor de sondă, cît şi existenţa în lucrările miniere a reţelei de conducte, sînt legate de pericolul vicierii atmosferei minei.

Eliminarea acestor inconveniente s-ar putea realiza numai prin efectuarea unei degazări prealabile a stratelor de cărbuni, independentă de reţeaua de lucrări miniere. Avînd în vedere permeabilitatea naturală a stratelor de cărbune, precum şi faptul că cea mai mare cantitate de metan se află înmagazinată în stare sorbită, pentru realizarea unei degazări prealabile eficace, este necesar ca prin metode artificiale să se mărească permeabilitatea stratelor.

Pentru rezolvarea acestei probleme catedra de aeraj şi protecţia muncii de la Institutul de mine din Moscova, sub conducerea acad. A.A. Skocinski şi apoi a prof. A.I.Xenofontova, a elaborat metoda fisurării hidraulice a stratelor de cărbuni din sonde forate de la suprafaţă. Această metodă constă în injectarea în stratul de cărbune a unui lichid sau gaz, cu un debit care să depăşească capacitatea de înmagazinare naturală a stratului. Operaţia este însoţită de deschiderea şi lărgirea fisurilor stratului, fapt care rezultă din diagrama redată în figura 1,

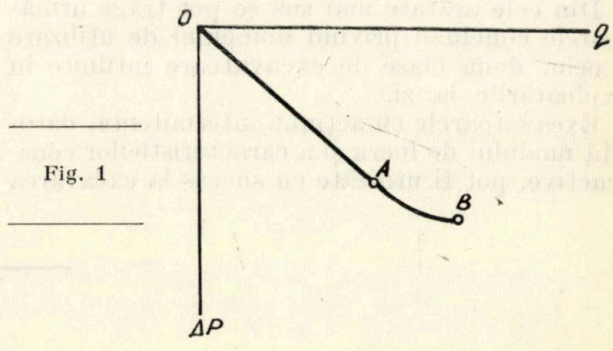


Fig. 1

Articolul a intrat în redacţie în luna iulie 1967

în care se observă abaterea de la dependența liniară a funcției ΔP (q). Orientarea fisurării hidraulice este asigurată prin formarea în coloana de tuburi, în inelul de ciment și în stratul de cărbune a unei fisuri inițiale de 30—40 mm înălțime și cu o rază de 1,5÷3 m (fig. 2).

Menținerea deschisă a fisurilor se asigură prin : deformațiile remanente, deplasarea reciprocă a pereților fisurilor, tasarea cărbunelui în procesul degazării sau prin introducerea în fisuri a unui material de susținere cu permeabilitate mare (de exemplu nisip).

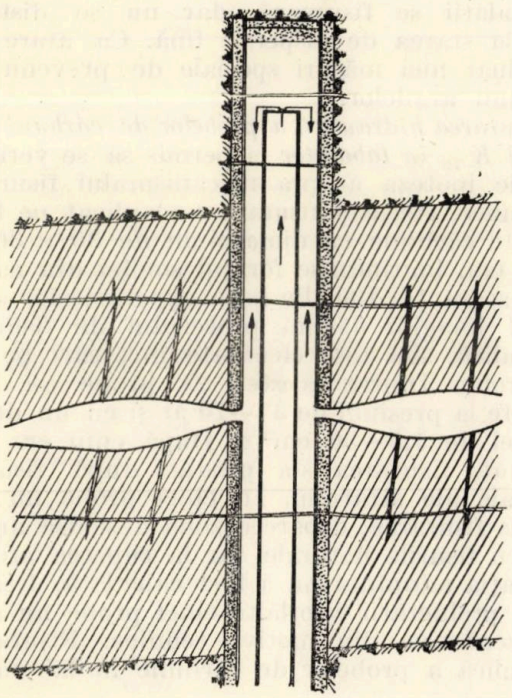
După terminarea procesului de fisurare lichidul folosit este evacuat. În fisurile deschise și unite într-un sistem unic hidraulic, se infiltrează gazul din strat și ajunge în sondă prin care se evacuează la suprafață.

După datele obținute prin cercetările efectuate în U.R.S.S., deschiderea fisurilor se începe la o presiune apropiată de cea hidrostatică. Pe măsura înaintării lichidului în interiorul stratului presiunea crește, apropiindu-se de presiunea dată de greutatea stratelor acoperitoare.

La existența în strat a fisurilor urmează că el poate fi examinat ca un mediu cu pături de diferite permeabilități și atunci permeabilitatea medie a stratului se determină cu relația :

$$K_m = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} K_i h_i}{\sum_{i=1}^{i=n} h_i}. \qquad (1)$$

Fig. 2



în care :

K_i este permeabilitatea stratului i ;

h_i — grosimea păturii i.

Atunci cînd există o singură fisură circulară cu deschiderea $b \geqslant 0{,}1$ mm în planul de stratificație al stratului de cărbune, permeabilitatea întregului sistem strat-fisură este determinată de conductibilitatea fisurii.

În aceste condiții raportul dintre debitul sondei după fisurarea stratului și debitul înainte de fisurare, se determină cu relația :

$$n = \frac{Q'}{Q} = \frac{\log \frac{R_c}{r}}{\log \frac{R_c}{R}} \qquad (2)$$

unde :

Q' este debitul după efectuarea fisurării ;

Q — debitul înainte de fisurare ;

R_c — raza conturului de alimentare ;

R — raza fisurilor deschise ;

r — raza sondei.

Influența razei de fisurare asupra eficacității fisurării hidraulice rezultă foarte clar dacă admitem valorile limită în formula (2) :

$$\lim_{R \to R_c} \cdot h \frac{\log \frac{R_c}{r}}{\log \frac{R_c}{R}} \to \infty .$$

Prin urmare, pentru mărirea considerabilă a debitului sondei este necesar să se asigure o extindere corespunzătoare a fisurilor deschise prin fisurarea hidraulică. Cel mai rațional ar fi crearea unei singure fisuri circulare cu deschidere mare, dispusă în planul de stratificație.

Umplerea fisurii cu materialul de susținere reduce permeabilitatea ei. Datele obținute în mod experimental au arătat că se poate renunța la susținerea fisurilor în multe cazuri.

Pentru încercări experimentale a fost ales stratul K_{12} din bazinul Karaganda, caracterizat printr-un conținut mare de gaze. Grosimea stratului 8 m. În orizontul 2 al minei nr. 22 s-au forat cinci sonde a căror adîncime a variat între 404 și 411,5 m. Sondele au fost tubate cu tuburi de 65/8″ (țoli) iar spațiul din spatele tuburilor s-a cimentat. Distanța dintre sonde, pe direcția stratului, a fost de 250 m. În scopul fisurării hidraulice și pentru evacuarea gazului s-a instalat rețeaua de conducte pentru apă și gaze, stația de pompare, instalația de preparare de la gura sondei, instalația de vacuum. S-a ales drept fluid pentru fisurare apa obișnuită și apa alcalină îngroșată cu soluție de amidon. Ca material de susținere s-a folosit nisipul.

Procesul fisurării hidraulice, potrivit premiselor teoretice, se compune în principiu din următoarele :

1. Introducerea dirijată a lichidului de lucru în strat printr-un spațiu limitat, după crearea

în jurul sondei a unei crăpături speciale cu înălțimea de 30 — 40 mm și cu raza de 1 — 3 m.

2. Injectarea fluidului cu un debit mediu ridicat (100—125 l/s) fără întreruperi și în continuă creștere.

3. Se pompează un volum mare de amestec (50 — 70 t nisip și 700 — 1 000 m^3 apă) care asigură deschiderea fisurilor pe lungimi de 100 m și chiar mai mult.

4. După realizarea fisurării lichidul se elimină destul de repede (7 — 10 zile).

5. Introducerea amestecului în strat se face prin coloana de tubaj, iar apa curată, pentru prevenirea sedimentării nisipului în fundul sondei — prin conducta pompei de compresie plantată central (fig. 3).

Înaintea începerii experimentărilor practice de fisurare hidraulică a stratelor, s-au efectuat ample cercetări preliminare.

Conținutul de gaz și cedarea lui în stratele K_{10} și K_{12} s-au studiat pe probe colectate prin carote ermetice din sonde experimentale forate și degazarea ulterioară a probelor în laborator. Conținuturile de gaze ale stratelor K_{10} și K_{12} s-au determinat a fi 16 — 18 m^3/t și respectiv 18—19 m^3/t, iar cedarea de gaz 6 — 8 m^3/t și respectiv 7 — 9 m^3/t.

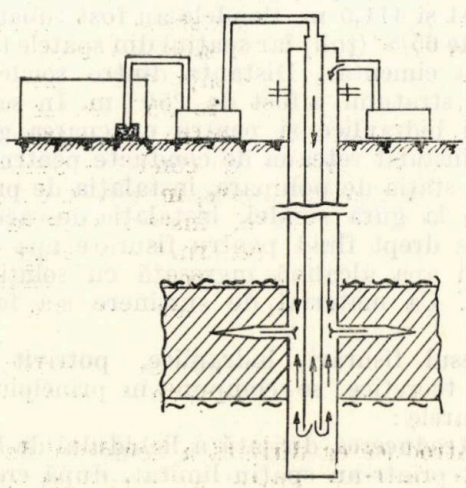
Fisurarea stratului K_{12} în sectorul de experimentare s-a studiat în lucrările miniere ale minei nr. 22 și pe probe în laborator. Sistemul de bază al fisurilor endogene este orientat la 12—15°.

Fisurile exogene ale sistemului de bază se extind la 210 — 220°. Alte sisteme au o extindere variabilă a fisurilor, însă se manifestă destul de slab. Observațiile din mină au stabilit că, desimea fisurilor este cuprinsă între 42 și 50 pe centimetru. În laborator s-a determinat fisurarea prin mărirea de 100 de ori cu ajutorul microscopului MIN-6 și fotografierea probei.

Astfel s-a stabilit că :

a) deschiderea medie a fisurilor este de 0,004 —0,02 mm;

Fig. 3



b) de cele mai multe ori deschiderea medie a fisurilor este de 0,017 mm;

c) fisurabilitatea medie specifică a pachetelor de cărbuni, evaluată după metoda lui I. I. Amosova, este de 0,65—1,25 mm^{-1};

d) fisurile izolate, fisurile endogene, de regulă sînt localizate în limitele intercalațiilor unui component petrografic.

Cercetarea lichidelor pentru fisurarea hidraulică a stratului în scopul degazării s-a efectuat într-o instalație specială.

La baza analizelor a stat procesul filtrării metanului și a apei în degazarea stratelor de cărbuni pe de o parte și regulile stabilite în hidraulica subterană a petrolului pe de altă parte, fiind formulată în final ipoteza despre legea permeabilității fazelor la filtrarea apei și metanului în stratele de cărbuni. Această ipoteză a fost confirmată în mod experimental. Pe baza ipotezei s-a propus aplicarea pentru fisurarea stratului de cărbune : gazele (fisurare pneumatică), aer, azot, bioxidul de carbon și propanul.

În legătură cu imposibilitatea pompării gazului în etapa de cerecetare, cercetările ulterioare s-au efectuat cu lichide pe bază de apă : sticlă lichidă, leșie sulfocelulozică, suspensii de barită, carboximetilceluloză, apa dulce de lac și apa dulce cu soluție alcalină de amidon. Pe baza acestor cercetări de laborator și a analizei economice au fost alese lichidele pentru lucru : apa dulce de lac și apa cu soluție alcalină de amidon, în concentrație de 20 g amidon și 10 g hidroxid de sodiu, la un litru de apă.

Cercetarea influenței lichidelor asupra intercalațiilor sterile din stratul K_{12} s-a efectuat pentru prevenirea erodării argilelor de către apă. S-au încercat 60 de probe din intercalațiile stratului K_{12} și s-a stabilit că aceste intercalații se fisurează, dar nu se distrug pînă la starea de dispersie fină. Ca atare nu s-au luat nici măsuri speciale de prevenire a eroziunii argilelor.

Fisurarea hidraulică a probelor de cărbuni din stratul K_{12} *în laborator* a permis să se verifice practic ipoteza asupra mecanismului fisurării hidraulice. Această fisurare s-a aplicat pe blocuri de cărbune cu dimensiuni de 30 × 30 × × 20 cm, imitîndu-se forajul sondei din natură la scara 1 : 100. Pe baza experiențelor s-au primit imagini asupra procesului de fisurare hidraulică. Au fost efectuate încercări pe 31 de probe. Dintre acestea 21 probe au fost fisurate la presiuni de 35—70 at și cu un debit al apei de 1,5—30 cm^3/s. După cum era de așteptat, fisurarea s-a produs după fisurile naturale ale stratului. În cinci probe nu s-a produs fisurarea, deoarece zona deschisă nu se lega cu fisurile naturale, iar la ruperea probei instalația adoptată nu a fost calculată. Rezultatele prelucrării celorlalte cinci probe nu sînt reprezentative din motive tehnice. Fisurarea hidraulică a probelor de cărbune în laborator

a confirmat modul de lucru al ipotezei asupra mecanismului de fisurare hidraulică a cărbunelui.

Fisurarea hidraulică a stratului K_{14} cu grosimea de 2,5 m situat deasupra stratului K_{12}, s-a realizat din sonda experimentală nr. 1, cu scopul de a studia morfologia fisurilor produse pe cale hidraulică, în decursul lucrărilor de exploatare. În strat s-au pompat 56,4 m^3 apă și 2,1 t nisip cu un debit de 20 l/s. Fisurile au fost deschise pînă la o distanță de 28,8m de sondă. Direcția principală de dezvoltare a fisurilor coincide cu direcția fisurilor exogene. Fisurile în lungul suprafeței de stratificare coincid cu fisurile naturale după stratificație. Secțiunea fisurilor descrește în mod uniform de la 380 cm^2, la distanța de 7,6 m de sondă pînă la 80 cm^2 la distanța de 28 m de sondă. Deschiderea fisurilor izolate a fost de 3—12 mm, ajungînd în locul de dispariție la dimensiuni limită vizibile cu ochiul liber. Nisipul în crăpături era curat, perfect vizibil, bine presat, așa cum rezultă din fotografiile prezentate în figurile 4 și 5, făcute în mină folosind tehnica fotografică obișnuită.

Calculele hidraulice de control au arătat că nu toate fisurile se deschid în același timp, în procesul de fisurare hidraulică, numărul și secțiunea lor crescînd. Distribuirea nisipului după granulație în procesul de transport prin crăpături nu a avut loc. Fisurile verticale de multe ori au ajuns pînă la acoperișul stratului unde împreună cu cîteva îngroșări la acoperiș

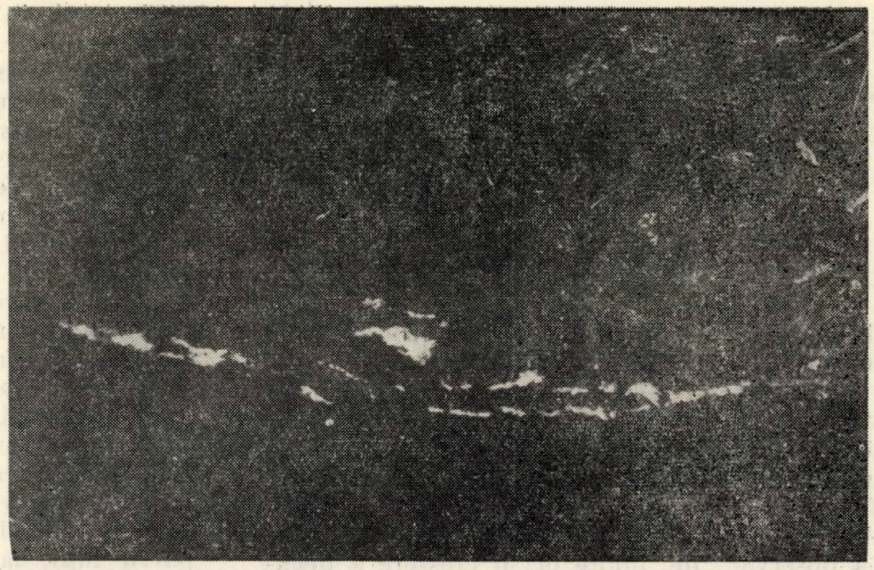


Fig. 4

treceau în orizontale. Fisurarea hidraulică a stratului K_{14} a arătat justețea regimului acceptat la proiectarea fisurării și a confirmat în condiții naturale de lucru ipoteza asupra mecanismului fisurării hidraulice.

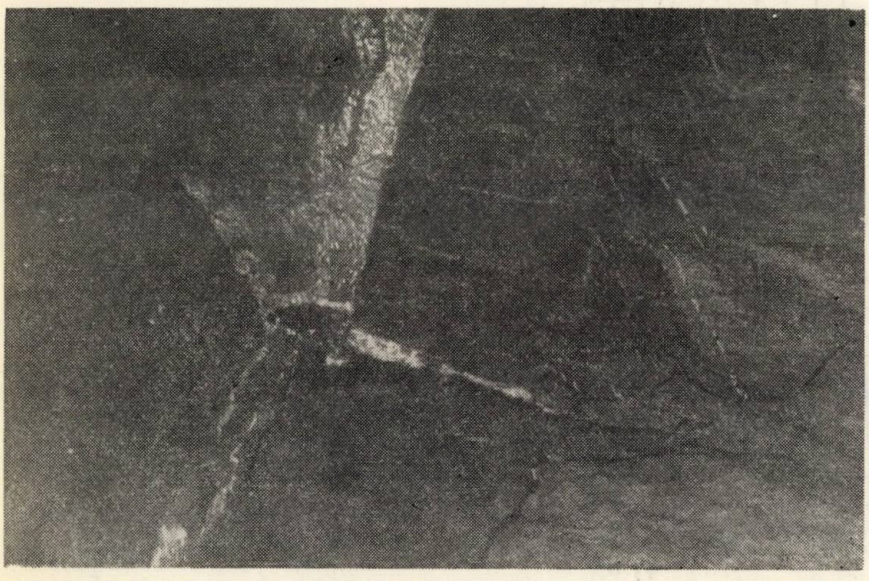
Fisurarea hidralică a stratului K_{12} s-a efectuat din sondele nr. 2, 3, 4 și 5. Injectarea s-a efectuat în concordanță cu tehnologia enunțată. Regimul practic folosit în fisurarea hidraulică la una dintre sonde (nr. 2) este arătat în figura 6, unde se vede că, creșterea debitului injectat (q. l/s) este însoțit de sporirea capacității de primire și a presiunii. Regimuri analoge au existat și la celelalte sonde.

După atingerea unei anumite presiuni, caracteristică pentru fiecare sondă, creșterea mai departe a debitului injectat nu mai este urmată de o creștere accentuată a presiunii (fig. 7). Presiunea mai mare de fisurare în sonda nr. 4 a fost provocată de deschiderea necorectă a stratului din sondă. Injectarea ulterioară a amestecului a fost însoțită de o anumită creștere neuniformă a presiunii. După atingerea unei anumite mărimi, creșterea presiunii se micșorează și în continuare presiunea crește foarte încet (fig. 8). În finalul procesului de fisurare hidraulică în sondele nr. 2 și 5 s-a observat o creștere a presiunii (fig. 7), care este în legătură cu scăparea nisipului din curent.

Datele obținute în procesul fisurării hidraulice sînt centralizate în tabelă.

În timpul efectuării fisurării hidraulice, la sonda nr. 2 s-a

Fig. 5



Tabelă

Nr. sondei	Adîncimea, m	Presiunea la începutul fisurării, at	Debitul mediu de injectare	Cantitatea de nisip, t	Volumul total injectat, m³
2	350	39	110	30	933
3	345	38	62	30	622
4	335	110	57	32	437
5	335	39	67	42	763

observat ieşirea apei la o distanţă de 70 m de sondă, într-o lucrare minieră.

La fisurarea hidraulică prin sonda nr. 5 prima ieşire de apă s-a observat la o distanţă de 142 m de sondă. Aceste ieşiri de apă nu au provocat scăderea presiunii de injectare (fig. 6—8), ci din contră secţiunea a continuat să crească. În timpul fisurării hidraulice s-a observat de multe ori o creştere a degajării metanului din pereţii lucrărilor miniere, provocată de desorbţia metanului la introducerea apei în strat. La fisurarea hidraulică prin sonda nr. 4, apa s-a îngroşat cu soluţie de amidon, ceea ce a permis reducerea de două ori a volumului de lichid injectat.

Observaţiile seismoacustice la aplicarea fisurării hidraulice au permis să se stabilească şi faptul că procesul fisurării este însoţit de zgomote care eventual ar putea fi folosite pentru controlul şi dirijarea procesului. Observaţiile au arătat că, impulsurile sonore se produc în serie, între care se observă perioade de alcamie seismică. Intensitatea impulsurilor sonore nu depinde de timpul scurs între serii.

Metodica de experimentare prevede evacuarea lichidului în decurs de 7—10 zile după efectuarea fisurării, ceea ce ar fi necesar la mărirea permeabilităţii stratului pentru metan. În realitate evacuarea a început la sondele nr. 2 şi 3 peste două luni, la sonda nr. 4 peste patru luni, iar la sonda nr. 5 numai peste zece luni după terminarea injectării. Cu toate că condiţiile de exploatare au fost nesatisfăcătoare, debitul acestora a crescut după efectuarea fisurării de 50—100 de ori.

Creşterea medie a debitului de gaz din sondele nr. 2 şi 3, 4 şi 5 sînt arătate în figura 9.

Sondele nr. 2 şi 3 în perioada efectuării fisurării hidraulice se aflau în apropierea lucrărilor miniere, ceea ce nu concordă cu condiţiile tehnice de aplicare a metodei şi volumul degazat prin acestea, s-a luat în considerare numai orientativ. Din sondele nr. 4 şi 5, care au corespuns condiţiilor de experimentare, în intervalul mediu de exploatare de 11 luni s-au obţinut 1 530 000 m³ metan.

În timp de 17 luni, gazul absorbit prin aceste sonde a fost 3,6 m³ pe tona de rezervă degazată.

Fig. 6

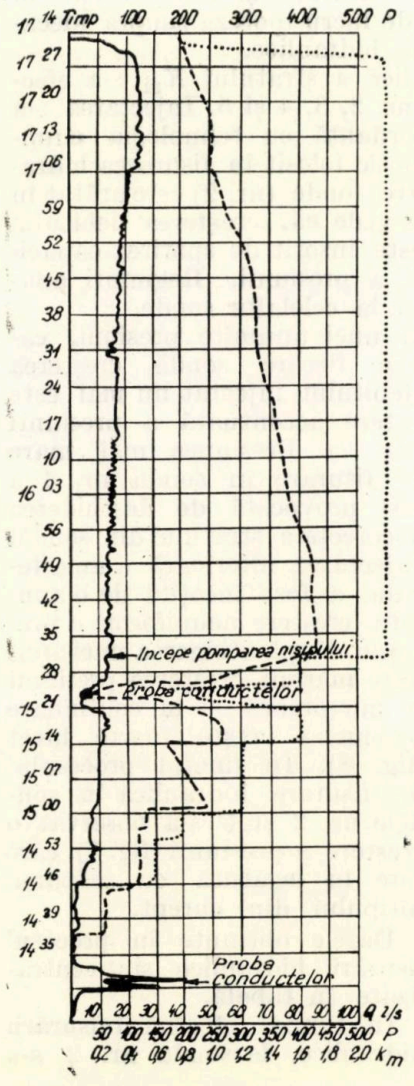


Fig. 7

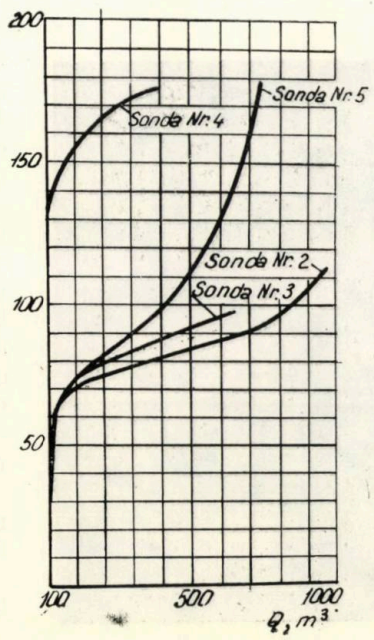
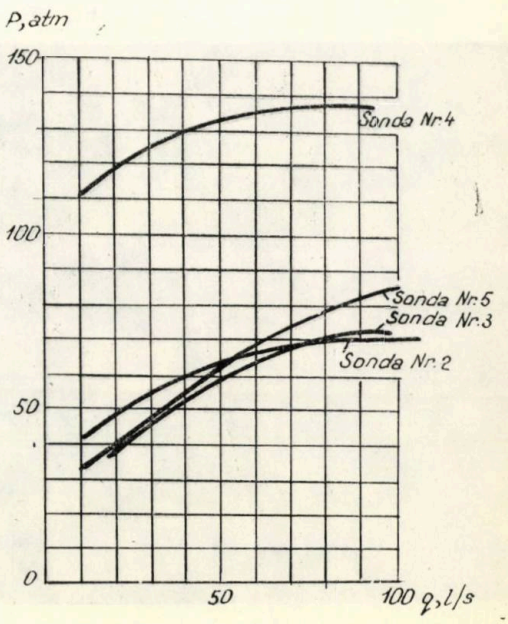


Fig. 8



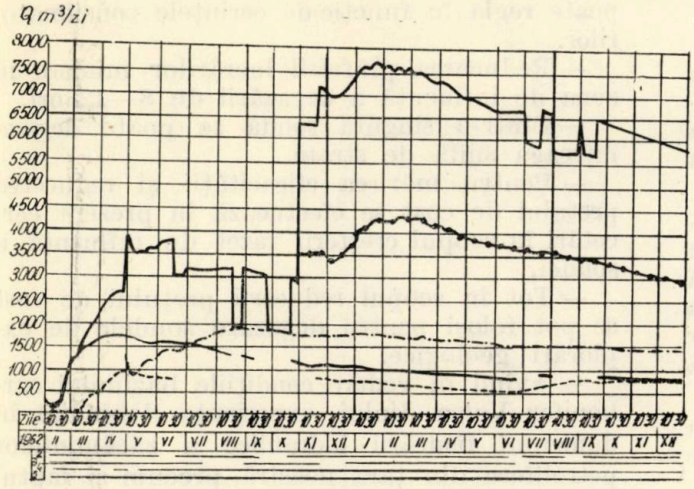


Fig. 9

Gazul obţinut din sonde este practic metan curat (96—100%). După zece luni de lucru în raza de influenţă a sondei nr. 5 s-a săpat un suitor, în scopul determinării influenţei degazării asupra conţinutului de gaz al cărbunelui. Suitorul a fost săpat descendent prin perforare-împuşcare. Distanţa cea mai mică dintre suitor şi sondă a fost de 10 m. S-a stabilit că volumul total de metan degajat în suitor, fără a lua în considerare creşterea degajărilor în timpul lucrărilor de împuşcare, a fost de 2,5 ori mai mic decît cel aşteptat (fig. 10). Volumul real de gaz la executarea lucrărilor de împuşcare este de cinci ori mai mic decît cel aşteptat. Cele mai mici degajări de metan în lucrare şi mai ales din frontul său de lucru s-au determinat acolo unde distanţa pînă la sondă a fost cea mai mică. În continuare volumul de metan degajat înregistrează o uşoară creştere, aceasta fiind legată de scăderea degazării stratului, funcţie de depărtarea de sondă. Acest lucru permite evaluarea razei de influenţă a sondei, după graficul degajărilor de metan din lucrare. După zece luni de exploatare a sondei nr. 5 raza ei de influenţă a fost de aproximativ 80 m. La exploatarea în continuare a sondei, raza ei de influenţă poate să crească. Folosind graficul debitelor medii (fig. 9) şi efectuînd calculele corespunzătoare se poate afirma că în 3—4 ani volumul de gaz absorbit poate să ajungă la 6—8 m³ pe tona de rezervă degazată. În mod corespunzător creşterii razelor de influenţă ale sondelor respective şi a trecerii timpului în aceeaşi măsură va scădea degajarea de metan în lucrarea minieră.

Să reţinem în final că aplicînd metoda fisurării hidraulice a stratelor se obţine:

a) degazarea realizată din timp, încă înainte de a se începe săparea lucrărilor miniere;

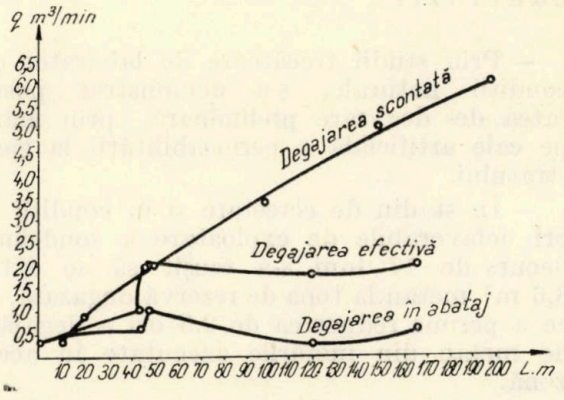


Fig. 10

b) gradul de degazare poate fi dus pînă la valori dinainte stabilite, existînd timp suficient pentru acest lucru;

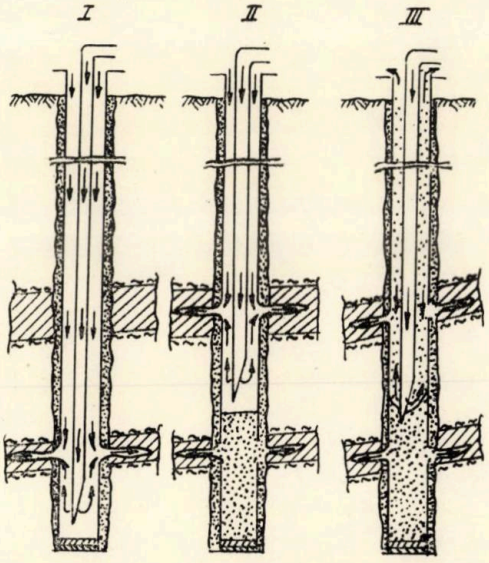
c) dintr-o singură sondă se poate degaza întreaga suită de strate;

d) după cum au arătat observaţiile special efectuate, prăfuirea atmosferei lucrărilor miniere scade de 8—12 ori.

Experienţele efectuate ulterior în Donbas au arătat că dintr-o singură sondă se pot fisura toate stratele, atît cele exploatabile cît şi cele neexploatabile (fig. 11). Se supune în primul rînd fisurării hidraulice stratul inferior, după care în acea porţiune sonda se umple cu nisip şi se procedează la fisurarea stratului imediat superior etc.

După prelucrarea tuturor stratelor nisipul din sondă se extrage cu ajutorul apei şi se începe evacuarea lichidului injectat.

Fig. 11



Concluzii

— Prin studii trecătoare de laborator și în condiții naturale, s-a demonstrat posibilitatea de degazare preliminară, prin mărirea pe cale artificială a permeabilității la gaze a stratului.

— În stadiu de cercetare și în condiții uneori nefavorabile de exploatare a sondelor, în decurs de 17 luni s-a reușit să se extragă 3,6 m^3 metan la tona de rezervă degazată, ceea ce a permis reducerea de 2,5 ori a degajărilor de metan din lucrările executate în această zonă.

— La degazarea prin această metodă, din sonde se obține un gaz metan pur, fapt care ușurează folosirea lui în scopuri industriale.

— Existînd suficient timp la dispoziție, se poate ridica gradul de absorbție a metanului din strat, iar regimul de lucru al sondelor se poate regla în funcție de cerințele consumatorilor.

— Reducerea prăfuirii lucrărilor miniere în zona de influență a degazării de 8—12 ori.

— Dintr-o singură sondă se poate degaza întreaga suită de strate.

— Pentru mărirea eficacității și reducerea prețului de cost se efectuează în prezent cercetări în scopul creșterii razei de influență a sondei.

— Tot în scopul reducerii prețului de cost se pot folosi pentru degazare sondele de explorări geologice.

— Avînd în vedere condițiile bazinului carbonifer Valea Jiului, experiența dobîndită în domeniul fisurării hidraulice a zăcămintelor petrolifere din țara noastră, precum și faptul că dispunem de utilajele necesare, propunem să se studieze posibilitatea experimentării acestei metode în Valea Jiului.

CONTRIBUŢII LA FUNDAMENTAREA ŞTIINŢIFICĂ A PROCESULUI TEHNOLOGIC DE EXPLOATARE A SĂRII PRIN SONDE

Ing. M. DOGARU

Procesul de exploatare a sării prin sonde reprezintă un ansamblu de fenomene fizico-chimice de solubilizare şi reacţii între săruri petrecute în spaţii închise, sub presiune şi la temperaturi determinate de condiţiile geotermice locale.

Procesul se succede la diferite nivele în mod ascendent.

Solventul în contact cu sarea este în mişcare în prima perioadă (amorsarea), iar în a doua perioadă (exploatarea) este în mişcare numai în partea de sus, la tavan şi static în partea de jos a sondei.

Interpretarea şi dirijarea procesului de dizolvare prin sonde presupune cunoaşterea desfăşurării tuturor fenomenelor cinetice ce au loc în sondă, astfel ca în fiecare moment să se stabilească prin calcule, cu o mică aproximaţie, forma şi dimensiunile golului ce se creează prin dizolvare în masiv.

În executarea acestor calcule intervin elemente tehnice ce se stabilesc în laborator, cum sînt vitezele de dizolvare a sării din zăcămînt şi proprietăţile fluidelor izolante, precum şi elemente tehnice ce se măsoară direct la sondă, cum sînt concentraţiile saramurii extrase şi presiunile realizate la apă, saramură şi fluid, în regim de funcţionare a sondei, uniform şi constant.

În cazul zăcămintelor cu incluziuni sau intercalaţii sterile se ţine seama că regimul de funcţionare al sondei prezintă discontinuităţi şi în acest caz, de la zăcămînt la zăcămînt, calculele ce se fac asupra debitelor şi a creşterii diametrului, trebuie afectate de anumiţi coeficienţi de corecţie stabiliţi experimental.

Din punctul de vedere al extracţiei de substanţă minerală utilă din zăcămînt, fenomenul se exprimă prin următoarea lege:

Sub acţiunea unui debit de apă q sub presiune, se extrage din zăcămînt o cantitate de sare G sub formă de saramură, rămînînd în locul sării dizolvate o cantitate volumetric egală de saramură.

Se creează în acest fel un gol de dizolvare caracterizat printr-o suprafaţă activă S expusă dizolvării, avînd o viteză de dizolvare v caracteristică zăcămîntului de sare.

Relaţia generală este:

$$G \text{ diz.} = \gamma_s \cdot \int_0^S v \cdot dS, \text{ t} \qquad (1)$$

în care G diz. reprezintă cantitatea de sare ce se dizolvă din zăcămînt, γ_s, greutatea specifică a sării şi dS suprafaţa elementară expusă dizolvării.

Golul care se formează prin răspîndirea uniformă a apei în toate direcţiile, poate lua o formă de volum de rotaţie, ce poate fi caracterizat pe fiecare fază (amorsare şi exploatare), printr-un coeficient de formă f.

Relaţia (1) este greu de integrat deoarece viteza de dizolvare v nu are o valoare constantă în toate direcţiile, iar valoarea ei variază cu înălţimea sondei, precum şi cu diferite poziţii ale elementului de suprafaţă activă dS.

În această situaţie, pentru o analiză matematică cît mai exactă a fenomenului, se recurge la o relaţie ce poate exprima valori măsurabile rezultate din procesul de dizolvare prin sonde, ca rezultante ale fenomenului de dizolvare, ale cărui legi generale de desfăşurare s-au dedus pe cale de laborator şi pilot.

Relaţia matematică ce se poate exprima arată că din cantitatea de sare care se dizolvă (G diz.) o parte este extrasă (G extr.) şi altă parte rămîne în saramura din sondă ca rambleu (G rambleu).

$$G \text{ diz.} = G \text{ extr.} + G \text{ rambelu, tone} \qquad (2)$$

Înainte de a se analiza mai departe fenomenul din punct de vedere matematic, se face precizarea că fundamentarea cercetării analitice a fenomenelor de dizolvare dintr-o sondă de exploatare a sării implică, aşa cum am ară-

Lucrarea a fost susţinută la simpozionul privind exploatarea sării, iunie 1967.

tat, cercetări și determinări sistematice în fazele de laborator, pilot și industrial, ale căror concluzii trebuie să fie verificate și confirmate succesiv de la etapă la etapă.

În acest domeniu, ICEMIN a executat, pînă în prezent, o serie de cercetări concretizate prin :

a. Determinarea asupra vitezelor de dizolvare, calculîndu-se valori funcție de factorii principali ce intervin ca : temperatura, concentrația și viteza de circulație a solventului, precum și funcție de proprietățile structurale și cristalografice ale sării din zăcămintele exploatate prin sonde.

b. Cercetări pe sonde model, prin care s-a reprodus procesul tehnologic așa cum se petrece în sondă, astfel că pe baza rezultatelor s-a putut analiza ansamblul procesului de dizolvare la care concură toți factorii ce influențează viteza de dizolvare.

c. Cercetări asupra fluidelor izolante, precizîndu-se fluidul cel mai indicat pentru exploatarea sării prin sonde.

d. Cercetări pe sonde pilot, prin care s-au verificat la scară semiindustrială rezultatele obținute pe modele, stabilindu-se, în cazul celor două metode de exploatare (cu ridicări continue și în trepte), indicii tehnico-economici care caracterizează metodele și în special coeficienții de extracție, gradul de asimetrie și condițiile de stabilitate.

e. În ultima fază, cercetările se execută pe sonde noi forate și pe sonde în producție. La această fază soluționarea unei tehnologii corecte de exploatare este condiționată de o serie de precizări, măsurători și determinări încă din faza de foraj a sondei.

În succesiunea procesului de exploatare sînt necesare următoarele măsurători și determinări :

— rețeaua optimă de amplasare a sondelor de exploatare, funcție de forma și limitele zăcămîntului de sare, care conduce la un coeficient de extracție maxim, în condiții de stabilitate sigură a cîmpului de sonde ; rețeaua optimă de amplasare precizează și diametrul maxim de exploatare al sondei ;

— verticalitatea găurii de sondă săpată în zăcămîntul de sare ;

— termograma găurii de sondă ;

— curba de variație a vitezelor de dizolvare funcție de adîncime corespunzătoare variației de temperatură indicată de termogramă ;

— profilul mecanic al găurii de sondă și, în completarea acestuia, carotajul electric și radioactiv ;

— curba de deformabilitate a pereților găurii de sondă sau cavernometria succesivă a găurii de sondă.

Numai după precizarea măsurătorilor menționate, ce caracterizează fiecare locație de sondă, se poate trece la stabilirea metodei optime de amorsare (începere a dizolvării), la diametrul proiectat [1, 2, 3, 4, 5].

Sub aspect tehnic și economic, prin amorsare se impune să se rezolve următoarea problemă : într-un timp scurt trebuie creat un gol de diametru maxim, care să asigure, în faza de exploatare, o anumită capacitate de producție a sondei.

Acest principiu ne conduce la ideea că există o metodă optimă de amorsare ce se execută cu ajutorul unui debit de apă calculat, creînd golul dorit în timp minim.

Pentru calculul acestui debit se folosește relația (2) astfel :

$$f \cdot \pi \cdot R^2 \cdot \gamma_s \cdot h = q \cdot C_m \cdot T + Vc_m, \text{ tone} \qquad (3)$$

în care :

f este coeficientul ce caracterizează forma golului ce urmează a se dizolva,
R — raza golului de dizolvare, m,
h — înălțimea de amorsare a golului, m,
γ_s — greutatea specifică a sării din masiv, tone/m^3,
q — debitul de saramură extras în timpul amorsării, m^3/h,
C_m — concentrația medie a saramurii extrase din golul de amorsare, t/m^3,
T — timpul de amorsare, ore,
V — volumul golului de amorsore, m^3,
c_m — concentrația medie a saramurii rambleu, t/m^3, care se stabilește ca medie aritmetică a concentrației probelor de saramură extrase periodic din mai multe nivele ale golului ce se creează.

Valorile f, C_m și c_m sînt determinate în prealabil, în mod experimental, ca indici caracteristici în fazele de laborator, pilot sau în sonde speciale.

Concentrația medie a saramurii extrase C_m se calculează cu relația :

$$C_m = \frac{\sum_0^T C \cdot q}{Q}, \text{ t/m}^3$$

în care :

C este concentrația saramurii extrase se măsurată orar, t/m^3
q — debitul de saramură rezultat din sondă, m^3/h,
Q — cantitatea totală de apă circulată prin sondă în perioada urmărită, m^3,
T — timpul de circulație al apei în sondă, ore.

Volumul golului de dizolvare V se înlocuieşte cu expresia $f \pi R^2 h$, ce apare factor comun şi în acest caz relaţia 3 devine:

$$f \pi R^2 h (\gamma_s - c_m) = q \cdot C_m \cdot T, \qquad (4)$$

de unde rezultă debitul:

$$q = \frac{f \pi R^2 h (\gamma_s - c_m)}{C_m T} \text{ [m}^3\text{/h]}. \qquad (5)$$

Această relaţie se mai poate simplifica înlocuind valoarea razei R cu expresia:

$$R = v_0 \cdot T \qquad (6)$$

funcţie de viteza de dizolvare orizontală (v_0) şi de timp (T) şi în acest caz relaţia 5 devine:

$$q = \frac{f \pi h (\gamma_s - c_m) v \cdot R}{C_m} \text{ [m}^3\text{/h]}. \qquad (7)$$

Relaţia 7 este încă susceptibilă de modificări, ţinînd seama că f poate lua o valoare numerică, iar R poate fi înlocuit, funcţie de diametru, prin $\frac{D}{2}$; se are în vedere că, de fapt, evoluţia diametrului se urmăreşte practic, în timpul amorsării.

Pentru stabilirea limitelor numerice ale coeficientului f se face următorul raţionament.

Se ştie că volumul unui cilindru cu raza R şi înălţimea h este $\pi R^2 h$ şi al unui con cu aceleaşi dimensiuni este $\frac{1}{3} \pi R^2 h$. Deci pentru cilindru, valoarea coeficientului de formă f este egală cu 1 şi pentru con este egală cu $\frac{1}{3}$. În consecinţă, un gol de dizolvare, care ia o formă apropiată de con, are o valoare a coeficientului de formă f apropiată de $\frac{1}{3} = 0{,}333$, iar un gol de dizolvare care ia o formă apropiată de cilindru are un coeficient de formă f apropiat de 1.

În ipoteza că la amorsare golul ia o formă deosebită de aceea a conului, cu generatoare concavă spre interior, atunci valoarea coeficientului f este mai mică decît 0,333. De obicei la realizarea diametrului de dizolvare, prin metoda de amorsare cu „subtăiere hidraulică", forma golului are tendinţa de a se apropia de forma unei farfurii, deci $f < 0{,}333$.

Exprimînd relaţia 7 în funcţie de valoarea numerică a coeficientului de formă f şi considerînd că golul de dizolvare, în timpul amorsării, se apropie de con, se obţine relaţia:

$$q = \frac{0{,}333 \cdot \pi \cdot h \cdot (\gamma_s - c_m) v_0 D}{2 C_m} \text{ [m}^3\text{/h]}. \qquad (8)$$

sau:

$$q = \frac{0{,}166 \cdot \pi h (\gamma_s - c_m) v_0 D}{C_m} \text{ [m}^3\text{/h]}. \qquad (9)$$

Această relaţie reprezintă debitul unei sonde cu un diametru mediu proiectat D, amorsată prin subtăiere hidraulică.

Se precizează că pe baza determinărilor în laborator, pentru sarea gemă românească C_m şi c_m au valori cuprinse între 0,020—0,040 t/m³. În acest caz, pentru o sondă săpată în zăcămîntul de sare de la Ocna Mureş, la adîncimea de 500 m şi amorsată prin subtăiere hidraulică la diametrul $D = 50$ m, factorii componenţi ai relaţiei 9 sînt:

$h = 2$ m $\qquad c_m = 0{,}030$ t/m³

$\gamma_s = 2{,}165$ t/m³ $\qquad v_0 = 0{,}007$ m/h

$C_m = 0{,}025$ t/m³ $\qquad D = 50$ m

şi făcînd înlocuirile respective se găseşte:

$$q = \frac{0{,}166 \cdot 3{,}14 \cdot 2 (2{,}165 - 0{,}030) \cdot 0{,}007 \cdot 50}{0{,}025}$$

de unde

$$q = 31 \text{ m}^3\text{/h}.$$

Prin amorsare se urmăreşte în principal creşterea diametrului în timp, creştere care se realizează cu o anumită viteză ΔD. Este de remarcat faptul că această creştere a diametrului este la început mare, datorită faptului că în dizolvare acţionează, în prima parte a amorsării, viteza de dizolvare cu solvent în circulaţie, viteză ce are o valoare mai mare decît viteza de dizolvare statică.

În amorsare se mai cere a fi respectată condiţia ca regimul de dizolvare să se menţină constant şi uniform. Aceasta înseamnă că debitul de amorsare o dată stabilit trebuie să rămînă cît mai constant tot timpul amorsării.

Evoluţia diametrului de dizolvare, în aceste condiţii, se urmăreşte periodic prin calcularea lui în funcţie de variaţia concentraţiei medii în sondă, după relaţia:

$$D = \frac{q \cdot C_m}{0{,}166 \pi h v_0 (\gamma_s - c_m)}, \text{ m} \qquad (10)$$

dedusă din relaţia 9.

Realizarea diametrului mediu urmărit după relaţia 10, se verifică simultan şi cu relaţia:

$$D = d + 2 \cdot v_0 \, T, \text{ m} \qquad (11)$$

funcţie de diametrul găurii forate (d), de timp şi de viteza de dizolvare orizontală (v_0) şi care stabileşte o valoare maximă a diametrului golului de dizolvare.

Dacă cele două relaţii 10 şi 11 dau valori apropiate pentru diametru, atunci forma golului este cea caracterizată de valoarea coeficientului f. În caz contrar, se admite ca valoare apropiată de realitate valoarea diametrului D max., dat de relaţia 11 şi se recalculează valoarea coeficientului f cu relaţia 7.

După valoarea acestuia se aproximează forma spre care tinde golul de dizolvare.

În continuarea perioadei de creare a diametrului proiectat urmează perioada de saturare completă a debitului sau de punere în producție a sondei.

Pe toată perioada amorsării sondei este necesar să se urmărească creșterea concentrației saramurii prin măsurători orare ale acesteia. Variația concentrației saramurii este important să fie urmărită grafic, ținînd seama de forma ideală a curbei de saturație [3].

Menționăm că se pot face amorsări și cu debite mai mici decît cele calculate deoarece, așa cum rezultă din relația 11, diametrul se poate dezvolta chiar dacă nu se urmărește evoluția formei și volumul golului. Dar în acest caz golul este în general de volum mai mic, nu reprezintă un rezervor de saramură saturată, care, la punerea în producție a sondei, să permită obținerea unui debit optim pe o durată continuă de timp și în fine, pot exista ulterior strangulări sau reduceri de debit saturat. De asemenea, se pot face amorsări și pe înălțime mare, însă acestea se caracterizează printr-un timp de amorsare mai lung.

Perioada de punere în producție, ce urmează după realizarea diametrului proiectat, se caracterizează prin ridicarea frecventă, continuă a coloanei de exploatare, astfel ca în timpul cel mai scurt, debitul de apă de la amorsare să fie complet saturat.

Experimental s-a stabilit că prin ridicări frecvente se activează convecția liberă a soluției, debitul de apă dulce avînd posibilitatea să fie frecvent în contact cu tavanul de sare al golului [1].

Precizăm că amorsarea realizată în modul descris mai sus, pînă la saturația completă a saramurii, poartă denumirea de „amorsare pe înălțime mică" și a fost teoretizată, experimentată și verificată în fazele de laborator și pilot de ICEMIN [1, 2, 3].

O dată cu saturarea completă a debitului începe perioada de exploatare a sondei. Fenomenul fizico-chimic de extragere a saramurii în această perioadă este același cu cel expus și la amorsare, numai că în acest caz se extrage saramură saturată.

Forma golului care se formează în perioada de producție este apropiată de cilindrul creat de o boltă în translație, boltă care se formează pe măsura creșterii concentrației saramurii la tavan și în funcție de viteza de ridicare a coloanelor de exploatare.

Relația după care se desfășoară fenomenul în perioada de exploatare este:

$$f_t \cdot \pi \cdot R^2 \gamma_s \cdot w \cdot \frac{T}{24} = n \cdot q \cdot C_m T + V c_m, \text{ tone} \quad (12)$$

în care:

- f_t este coeficientul ce caracterizează forma golului, cu valori cuprinse între 0,333 și 1 (între con și cilindru);
- R — raza golului obținut la amorsare, m;
- γ_s — greutatea specifică a sării geme, t/m³;
- w — viteza de ridicare a coloanei de exploatare, m/24 h;
- T — timpul în ore, de la începutul fazei de exploatare;
- q — debitul de saramură al sondei, m³/h;
- C_m — concentrația medie a saramurii extrase, care în perioada de exploatare devine concentrația de saturație C_s, t/m³;
- V — volumul golului creat în perioada ridicării coloanei de exploatare, m³;
- c_m — concentrația medie a saramurii rambleu apropiată de concentrația de saturație, t/m³;
- n — coeficient de contracție a saramurii la variații de temperatură (0,95—1,00).

Din relația 12, făcînd simplificări se deduce valoarea vitezei zilnice de ridicare a coloanelor w:

$$w = \frac{24 \cdot n \cdot qC_m}{f_t \cdot \pi \cdot R^2 (\gamma_s - c_m)}, \text{ m/24 h.} \quad (13)$$

Menționăm că valoarea vitezei de ridicare a coloanei de exploatare la metoda cu ridicări continue este exprimată și în funcție de valoarea vitezei de dizolvare verticală v_v prin relația:

$$24 \cdot v_v = Nw, \text{ m/24 h}$$

în care N este frecvența ridicărilor în 24 h (în practică $N = 1$).

Se observă că la o anumită viteză de ridicare a coloanelor corespunde un anumit debit de producție q. În esență, debitul de producție al unei sonde crește direct proporțional cu mărimea vitezei de ridicare a coloanei de exploatare. Din relația 13 se deduce debitul de producție pe zi al unei sonde, atunci cînd w este bine stabilit și anume:

$$q = \frac{f_t \cdot \pi \cdot R^2 (\gamma_s - c_m) \cdot w}{n \cdot C_m}, \text{ m³/24 h.} \quad (14)$$

Se mai poate remarca, de asemenea, că la o formă mai regulată a golului, sau la o formă cilindrică a acestuia, atunci cînd f tinde către 1,

debitul de producție al sondei crește. Acest debit de producție nu poate fi mai mic decît debitul de saramură saturată, obținută la sfîrșitul perioadei de amorsare.

În perioada de producție a sondei, concentrațiile medii C_m și c_m ajung concentrații de saturație C_z cu valori cuprinse între 310—320 kg/m³.

În cazul cînd se schimbă viteza de ridicare w, adică aceasta se mărește pînă la valoarea vitezei de dizolvare din tavan v, crește și debitul de producție al sondei. Să presupunem, pentru exemplificare, o sondă amorsată la un diametru $D = 50$ m, cu o viteză de ridicare $W = 0{,}07$ m/24 h, avînd o formă cilindrică (coeficient de formă $f = 1$). Făcînd înlocuiri în relația 15, se găsește:

$$q = \frac{1 \cdot 3{,}14 \cdot 25^2\,(2{,}165 - 0{,}310) \cdot 0{,}07}{1 \cdot 0{,}310} = 822 \text{ m}^3/24 \text{ h}$$

sau

$$q = \frac{822}{24} \cong 35 \text{ m}^3/\text{h}.$$

În cazul unei viteze de ridicare $w = 0{,}05$ m/24 h rezultă $q \cong 25$ m³/h.

La diferite valori ale vitezei de dizolvare din tavan, forma de rezistență a tavanului (a bolții) diferă, aceasta tinzînd, la viteză mare de ridicare, către o boltă ascuțită și la viteze de ridicare mai mici decît viteza de dizolvare, către o boltă retezată.

S-ar părea că relația 14 ar fi expresia ultimă de stabilire a capacității de producție a unei sonde, însă în cursul exploatării mai intervine o serie de alți factori care pot conduce la mărirea capacității de producție a unei sonde.

Dintre aceștia menționăm în special pe următorii:

a. Crește continuu înălțimea exploatată a sondei și o dată cu aceasta crește volumul rezervorului de saramură saturată din sondă, adică are loc o maturizare a sondei sau o creștere continuă a suprafeței totale a golului de dizolvare.

b. Are loc o sedimentare a saramurii în sondă după concentrație, începînd de jos în sus cu saramură suprasaturată la bază; această situație creează posibilitatea de a se varia decalajul dintre coloana de exploatare și coloana de extracție, fapt ce are influență directă asupra capacității de producție a sondei.

c. În sondă au loc fenomene fizico-chimice ce pot modifica creșterea vitezei de saturație a soluției. Toate aceste fenomene la un loc condiționează creșterea de capacitate a sondei în faza ei de maturizare. Aceste aspecte ce privesc creșterea capacității de producție a sondelor mature se vor prezenta într-un alt articol de specialitate.

În cazul metodei de exploatare cu ridicări în trepte, principiile de dizolvare sînt similare. Și aici se extrage dintr-o treaptă sarea sub formă de saramură cu o concentrație medie C_m, iar golul rămas este rambleat simultan cu o saramură de o concentrație medie c_m. Relația după care se desfășoară fenomenul este:

$$f \cdot \pi \cdot R^2 \cdot h \cdot \gamma_s = n \cdot q \cdot C_m \cdot T + V \cdot c_m, \text{ tone} \quad (15)$$

unde apar aceiași factori și termeni indicați ca și pentru exploatarea cu ridicări continue, cu deosebirea că în locul vitezei de ridicare a coloanei de exploatare w, aici apare înălțimea treptelor h, relația asemănîndu-se cu aceea a amorsării prin „subtăiere hidraulică".

Pornind de la aceleași principii de calcul, literatura sovietică prezintă pentru calculul înălțimii treptei relația simplificată:

$$h = 14{,}4 \cdot K \frac{C \cdot Q}{r \cdot W \cdot d}, \text{ m} \quad (16)$$

în care:

14,4 este o constantă de transformare,
K — coeficientul ce ia în considerație sarea din saramura rambleu a sondei,
C — concentrația saramurii extrase, 310 g/l,
Q — debitul orar al sondei, m³/h,
r — raza golului de dizolvare, m,
W — viteza medie radială a dizolvării suprafeței laterale, m/24 h.
d — greutatea specifică a sării, t/m³.

Formula 16 este însă dedusă în ipoteza că pe fiecare treaptă forma camerei de dizolvare care se obține este cilindrică [4]. Experiențele ICEMIN, în faza de laborator și pilot, au arătat însă că forma acestor camere pe fiecare treaptă este tronconică, cu baza mare sus, și în acest caz relația trebuie afectată de un coeficient de corecție $f < 1$, care a fost stabilit în funcție de înălțimea treptelor la sonda pilot nr. 2 de la Ocna Mureș (exploatată în trepte), cu valori $f = 0{,}63 - 0{,}67$ [1, 3].

Pentru stabilirea capacității de producție la această metodă de exploatare, se va ține de asemenea, seama de forma specifică a camerelor de dizolvare pe fiecare treaptă, formă care modifică suprafața activă de dizolvare a acestora.

Pentru a conduce la coeficienți de extracție optimi, în condiții sigure de rezistență a cîmpurilor de exploatare, exploatarea sării trebuie urmărită pe fiecare sondă atent și sistematic, aplicînd metoda de calcul analitic, ale cărei principii au fost expuse în cele de mai

sus și care au fost verificate pe sondele pilot nr. 1 și 2 Ocna Mureș.

Se precizează că modul de conducere a procesului de exploatare prin calcule ce exprimă cantitativ fenomenul de dizolvare și echilibrul ce există între debitul de apă introdus, diametrul creat și cantitatea de sare extrase, poate fi verificat prin măsurători speciale cu unde sonice. Măsurătorile cavernometrice, în esență, verifică numai dacă s-a obținut o dizolvare rațională sau nu, prin sonde, a unui zăcămînt de sare și dacă s-a aplicat corect calculul analitic.

Urmărirea științifică a procesului tehnologic de exploatare a sării prin sonde se impune pentru orice tip de zăcămînt de sare.

Insistăm, în primul rînd, asupra importanței problemei la zăcămintele de sare cu înălțime mare pe verticală și cu suprafață mică în plan orizontal (diapire de felul celui de la Ocna Mureș), unde o locație de sondă va fi exploatată un timp de 50—100 ani, ceea ce reprezintă o durată de trei sau de patru ori mai mare decît în cazul unui zăcămînt cu o grosime mică, sub formă de strat sau lentilă și extins mult în plan orizontal.

În această situație, urmărirea corectă prin calcule a procesului de exploatare la zăcămintele diapire devine absolut obligatorie și problema trebuie înțeleasă atît din punct de vedere tehnologic, în vederea obținerii unei capacități maxime de producție, cît și din punct de vedere al asigurării condițiilor de rezistență (a golurilor, stîlpilor, planșeelor și tavanelor), cu scopul menținerii stabilității cîmpurilor de exploatare, pe toată durata de funcționare a acestora.

METODE NOI DE PREVENIRE A FOCURILOR DE CUIB APLICATE CU SUCCES ÎN VALEA JIULUI

Ing. I. TOMUŞ
ing. I. UNGUREANU,
ing. V. MARTA şi
tehn. I. HENZEL

Cercetările privind fenomenul de autoaprindere a cărbunilor din subteran urmăresc, în principiu, pe de o parte stabilirea cauzelor care provoacă aceste manifestări, iar pe de altă parte, elaborarea de metode şi procedee pentru prevenirea, combaterea şi lichidarea lor.

Cu privire la cauzele autoîncălzirii şi autoaprinderii cărbunelui, au fost elaborate o serie de ipoteze, care pot fi incluse într-una din următoarele teorii : oxidarea piritei, oxidarea masei cărbunoase, teoria fenolică şi teoria bacteriană.

Existenţa mai multor teorii se explică prin faptul că fiecare tratează numai aspecte parţiale ale procesului de autoaprindere, a cărui complexitate denotă o variaţie importantă, atît a condiţiilor de apariţie, cît şi a formelor de manifestare.

În prezent, teoria oxidării cărbunelui, denumită şi teoria complexului de reacţii a cărbunelui cu oxigenul, este considerată ca fiind cea mai plauzibilă. Ea presupune dezvoltarea procesului de autoaprindere, în funcţie de evoluţia proceselor secundare de sorbţie (absorbţie şi chemosorbţie) a oxigenului din atmosferă de către cărbune. Se remarcă faptul că mecanismul autoaprinderii, explicat pe baza oxidării cărbunelui, se bazează şi pe rezultatele obţinute prin cercetările de laborator şi observaţiile din practică.

Este necesar, însă, ca la studiul cauzelor autoaprinderii cărbunilor în condiţii de mină să se ţină seama şi de celelalte ipoteze amintite şi, în general, de o complexitate de factori, care îşi au contribuţia lor, pe plan local, în majoritatea cazurilor.

Cu privire la fenomenele de autoîncălziri sau autoaprinderi locale, în pereţii lucrărilor miniere curente, cunoscute în Valea Jiului sub denumirea de focuri de cuib, a fost elaborată ipoteza punctelor critice, pe baza căreia se explică condiţiile care favorizează apariţia unor astfel de fenomene şi cauzele lor. În principiu, aceste autoaprinderi, cu caracter local, se încadrează, ca fenomen, în clasa focurilor de mină, dar constituie, prin specificul lor, o subdiviziune aparte.

Cunoscînd cauzele care duc la izbucnirea focurilor de cuib, au putut fi iniţiate cercetări privind posibilitatea aplicării unor metode de prevenire. Astfel, în bazinul Văii Jiului aceste fenomene sînt caracteristice părţii de est a zăcămîntului (cîmpul minier aferent E.M. Lonea), unde au fost experimentate următoarele metode:

— pulverizarea pe pereţii lucrărilor miniere a unei soluţii de clorură de calciu şi argilă;

— injectarea unei soluţii de clorură de calciu şi argilă, la o adîncime relativ mică, în pereţii lucrărilor miniere.

La alegerea metodelor de prevenire, în vederea experimentărilor, s-a avut în vedere că focurile de cuib constituie fenomene de autoîncălzire şi autoaprindere, pe suprafaţa dezvelită a cărbunelui, sau la o adîncime relativ mică în perete şi deci protecţia trebuie aplicată ca atare.

De asemenea, s-a luat în considerare faptul că apariţia focurilor de cuib este mai frecventă în lucrările de preabataj şi, în general, în lucrările săpate în cărbune şi a căror durată de funcţionare depăşeşte 3 luni; deci a fost necesar să se ţină seama şi de intrarea în presiune, după o anumită perioadă de timp, a acestor lucrări. Cu alte cuvinte, este necesar ca metoda să asigure o electricitate corespunzătoare, sau să fie uşor aplicabilă şi ieftină, deci cu posibilităţi de a repeta protecţia ori de cîte ori este necesar.

Întrucît nu poate fi cunoscut în prealabil locul exact în care cărbunele este predispus la autoaprindere, metoda trebuie să asigure posibilităţi de aplicare pe suprafeţe mai mari.

1. *Pulverizarea pe pereţii lucrărilor miniere a unei soluţii de clorură de calciu şi argilă.*

Metoda constă, aşa cum rezultă din însăşi denumirea ei, în aplicarea pe pereţii lucrărilor miniere curente, săpate în cărbune, a unor pelicule de clorură de calciu şi argilă în soluţie apoasă, care să asigure o protecţie împotriva contactului direct între aer şi masa cărbunoasă şi deci împotriva oxidării cărbunelui.

Experimentările au fost efectuate în sectorul 3 unde, pentru extragerea cărbunelui, se aplică metoda de exploatare prin abataje cameră cu împărţirea stratului în felii orizontale, extrase descendent.

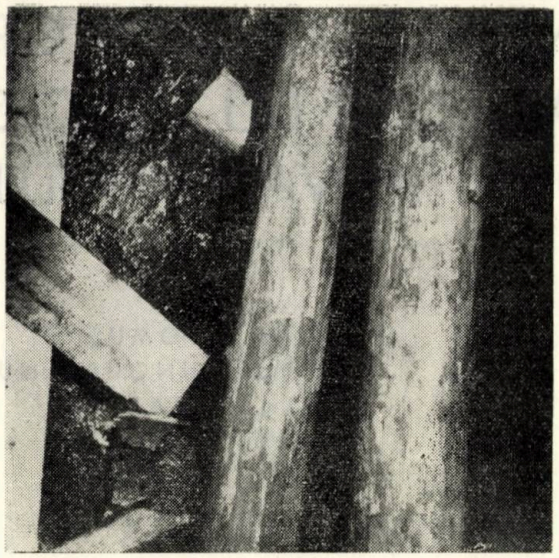


Fig. 1. — Perete de cărbune nebandajat şi nestropit cu clorură de calciu şi argilă.

Preabatajul s-a atacat cu un profil de 4/4 m, executîndu-se pe o lungime de 30 m de unde, pe acoperiş, s-au atacat camere direcţionale.

Susţinerea s-a realizat cu lemn de molid, distanţa dintre armături fiind de 0,8 m, iar pe unele porţiuni de 1 m. Iniţial, bandajarea pereţilor în preabataje s-a făcut cu scîndură, dar s-a observat ruperea bandajelor şi a cărbunelui, pe măsură ce lucrarea minieră intra în presiune. Pentru preîntîmpinarea fisurării şi ruperii cărbunelui s-a prevăzut bandajarea pereţilor cu plasă de sîrmă, iar strîngerea acesteia s-a executat cu scînduri de lemn, fixate în spatele armăturilor.

În condiţiile de mai sus, s-a trecut la pulverizarea soluţiei în lucrările miniere şi în locurile care, pe baza unor statistici, au rezultat ca fiind

Fig. 2. — Perete de cărbune bandajat cu scîndură şi stropit cu soluţie de clorură de calciu şi argilă.

Fig. 3. — Perete de cărbune, pe care s-a aplicat soluţia de clorură de calciu şi argilă, intrat în presiune.

cele mai periculoase. În scopul de a putea efectua această operaţie în condiţii cît mai bune, a fost conceput un dispozitiv de pulverizare, alcătuit dintr-un rezervor care a fost prevăzut cu anexele necesare lucrului sub presiune, amestecării soluţiei şi pulverizării ei.

Procedînd astfel, se poate asigura în permanenţă un amestec omogen, uşor de realizat pe cale mecanică, încărcarea şi reîncărcarea pulverizatorului direct în abataj şi pulverizarea soluţiei.

Pentru experimentare, s-a folosit un amestec de 60% argilă + 40% clorură de calciu în soluţie apoasă.

Rezultatele aplicării acestei metode sînt redate în figurile 1—8 inclusiv.

Fig. 4. — Aderenţa soluţiei de clorură de calciu şi argilă pe bandaj şi peretele de cărbune.

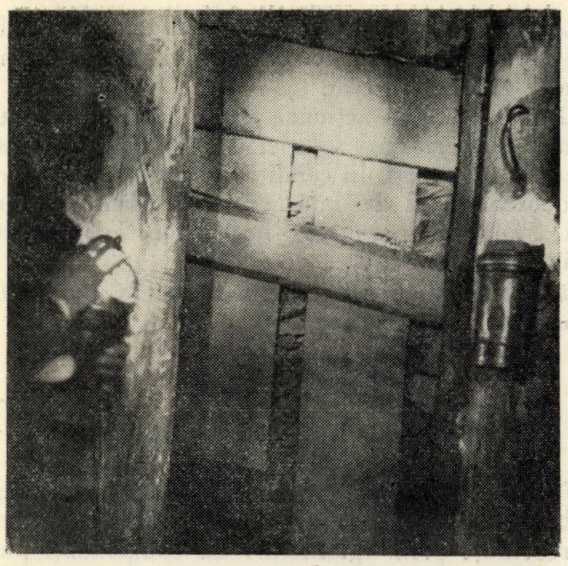


Fig. 5. — Perete de cărbune bandajat cu scîndură şi stropit cu clorură de calciu şi argilă.

Procedînd astfel, s-a realizat un consum specific de circa 5 kg soluţie/m².

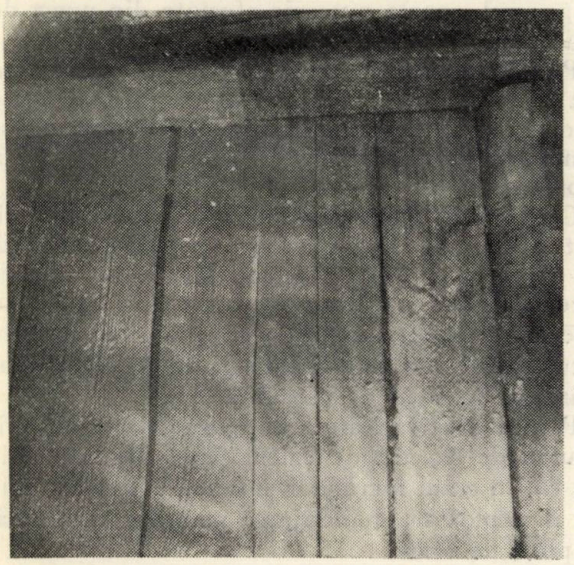
Ca mod de aplicare, soluţia a fost pulverizată sub formă de pelicule, realizîndu-se şase straturi, cu o grosime totală de circa 2 mm.

Din observaţiile făcute în timpul exploatării feliei, a rezultat că peliculele de clorură de calciu, în amestec cu argila, s-au prezentat foarte bine din punctul de vedere al protecţiei pe care trebuie să o asigure împotriva pătrunderii aerului prin fisurile şi crăpăturile din pereţii de cărbune.

Faţă de feliile superioare, temperatura a scăzut cu 8°.

Au fost întîmpinate însă greutăţi în legătură cu sistemul de armare şi rearmare, ca urmare a

Fig. 6. — Bandajarea unui perete de cărbune friabil cu scîndură de lemn şi stropit cu clorură de calciu şi argilă.



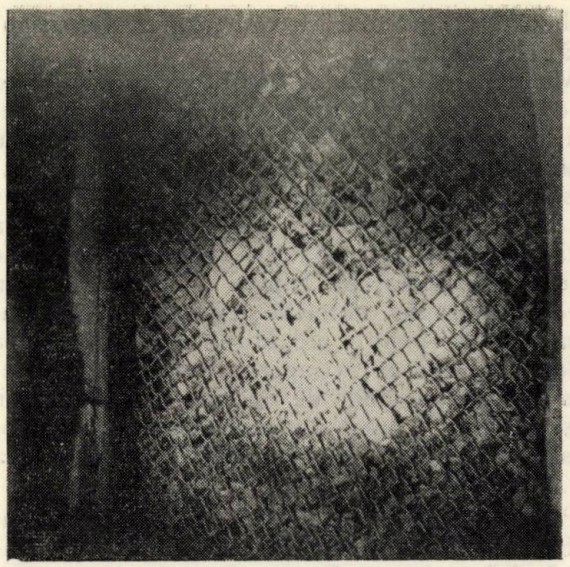


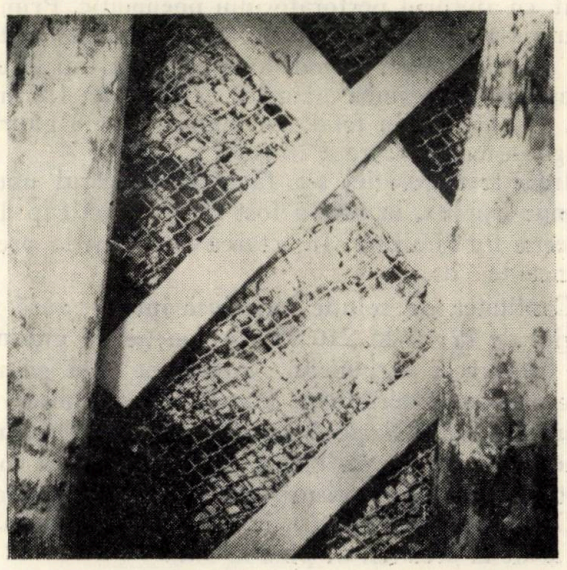
Fig. 7. — Perete de cărbune bandajat cu plasă de sîrmă şi stropit cu clorură de calciu şi argilă.

faptului că prin neglijarea acestor lucrări s-a produs uneori ruperea bandajelor şi armăturilor şi deci deteriorarea peliculei de clorură de calciu şi argilă, prin deblocarea cărbunelui din pereţi.

2. *Injectarea unei soluţii de clorură de calciu şi argilă la adîncime relativ mică, în pereţii lucrărilor miniere.*

În cazul unor pereţi alcătuiţi dintr-un cărbune foarte friabil, numai prin aplicarea unor pelicule de clorură de calciu şi argilă nu se asigură o protecţie suficientă, pentru a putea avea siguranţă că reacţiile de oxidare nu au loc. În aceste cazuri, şi mai ales în condiţiile unor pilieri de

Fig. 8. — Perete de cărbune bandajat cu plasă de sîrmă şi scîndură stropit cu clorură de calciu şi argilă.



cărbune, este necesar ca protecția să fie asigurată și în adîncime.

Metoda injectării a fost aplicată experimental și concomitent cu pulverizarea soluției pe pereți, într-un pilier care a luat naștere la hotarul dintre o zonă în care felia de cărbune a fost extrasă într-o porțiune prin metoda de exploatare cu abataj frontal, iar în altă porțiune, datorită efilării lentilei, prin abataje cameră. Pe linia de închidere a abatajului frontal a luat naștere un pilier de cărbune, datorită devierii axei preabatajului săpat pentru pregătirea lentilei în zona efilată, în vederea extragerii cărbunelui cu abataje cameră și linia de închidere a frontului. Deși abatajul frontal s-a prăbușit, el nu s-a închis complet și astfel prin lucrările vechi circula aer.

Pilierul de cărbune format avea lățimea variabilă de la 1 la 8 m. Mai ales în porțiunea îngustă cărbunele era fisurat și temperatura crescuse la tavan, spre lucrările vechi, pînă la 40°C.

Preabatajul avea o lungime de 49 m, era susținut cu lemn de molid, distanța între armături fiind de 1 m, iar pe unele porțiuni de 1,20 m. Bandajarea pereților s-a făcut cu plasă metalică, tot preabatajul fiind susținut în mod suplimentar cu trei rînduri de juguri.

Din cauza presiunii mari, mai ales în partea zonei de abatare, elementele de susținere au fost rupte și astfel au fost necesare lucrări de rearmare. Plasa metalică a fost deplasată pe mai multe porțiuni, făcînd necesară remontarea ei după ce cărbunele mărunt din spate a fost evacuat, iar fixarea ulterioară a plasei s-a făcut cu cîteva bandaje de lemn, prinse în spatele armăturilor.

În aceste condiții s-a efectuat injectarea clorurii de calciu plus argila, în raport de 60% argilă și 40% clorură de calciu în soluție apoasă.

În acest scop s-au forat, în fiecare cîmp considerat periculos, cîte două găuri de diametru obișnuit, cu ajutorul perforatorului pneumatic. Prima gaură s-a forat la 50 cm de tavan, iar a doua la 50 cm de vatră, fiind amplasate la mijlocul cîmpului. Lungimea găurilor a fost de 1,2 m. Au fost forate, în total, un număr de 108 găuri. În găuri temperatura a atins 46°C.

Injectarea soluției s-a făcut cu ajutorul unei pompe Duplex, la care a fost racordat un cap de injecție tip Hausher. Injectarea s-a făcut la presiunea de 5 at.

Cantitatea de soluție introdusă într-o gaură a variat de la 70 la 210 kg, în funcție de gradul de fisurare a cărbunelui. Injectarea unei găuri s-a considerat terminată atunci cînd se observa scurgerea soluției pe lîngă furtunul de cauciuc care era introdus în gaura de mină pentru injectare sau printr-o fisură din zona de injectare.

După cum s-a amintit, aceste injectări puteau fi făcute la presiuni de pînă la 5 at.

Ulterior, pe măsură ce se extrăgea cărbunele din pilier, s-a putut constata că raza de acțiune a unei găuri a fost de 0,5—1 m.

Concomitent cu acțiunea de injectare, s-a realizat și pulverizarea soluției de clorură de calciu și argilă pe pereți, în condițiile amintite anterior, cu deosebirea că de data aceasta, cărbunele fiind mai friabil și presiunea mult mai mare, s-au aplicat nouă pelicule.

În urma aplicării acestor metode, în preabataj temperatura a scăzut cu 11°C.

Concluzii

Focurile de cuib se datoresc faptului că în masa cărbunoasă se găsesc așa-numite puncte critice, reprezentate prin aglomerări de componenți petrografici cu predispoziție mai mare spre autoaprindere.

Localizarea autoîncălzirilor și autoaprinderilor este influențată, în mod direct, de microtectonica masei cărbunoase și deci de crearea condițiilor necesare pentru accesul aerului spre punctele de aglomerare a componenților petrografici cu afinitate mai mare față de oxigen.

Factorii principali care determină apariția focurilor de cuib sînt :

1 — masa vitritică puternic tectonizată și sfărîmată, care se găsește în anumite locuri într-un procent relativ ridicat ;

2 — localizările de pirită epigenetică sub formă de aglomerări în fisuri și crăpături;

3 — accesul curentului de aer spre punctele periculoase.

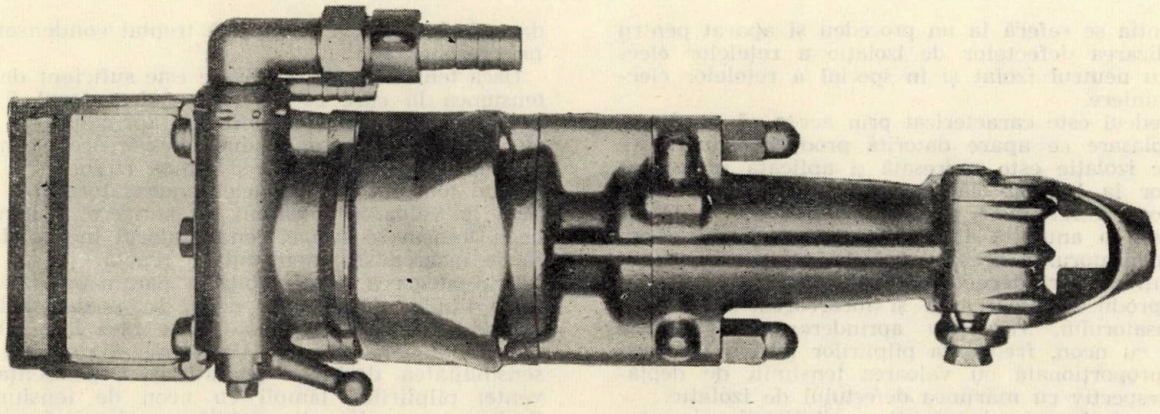
Ca locuri periculoase, în condițiile aplicării metodei de exploatare prin împărțirea stratului în felii orizontale extrase cu abataje cameră, se consideră zonele de intersecție a preabatajelor cu abatajele, la nivelul feliilor în exploatare și, în general, zonele puternic afectate din punct de vedere tectonic.

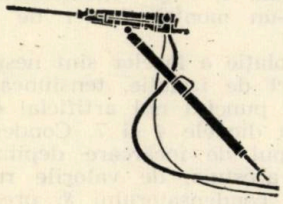
Pe o suprafață a unui perete de cărbune nu pot fi detectate în prealabil punctele periculoase și deci metodele de prevenire trebuie să corespundă posibilităților de a fi aplicate pe toată suprafața.

Ca metode de prevenire a focurilor de cuib sînt eficace : pulverizarea unei soluții de clorură de calciu și argilă pe pereții lucrărilor miniere curente săpate în cărbune și armate în lemn, sau injectarea aceleași soluții prin găuri de mină în cazul în care se constată fisuri și crăpături mai adînci în masivul de cărbune.

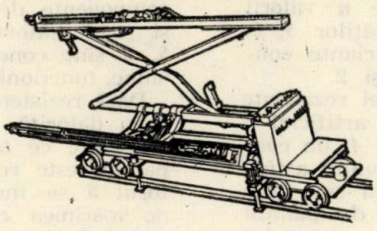
Pentru o eficacitate mai mare a pulverizării soluției de clorură de calciu și argilă este indicat ca, în cazul lucrărilor situate la nivelul feliilor în exploatare, bandajarea pereților să se facă cu plasă de sîrmă.

Perforatorul cel mai rapid dintre toate tipurile de perforatoare de aceeaşi mărime şi greutate, cu zgomot redus cu 75%

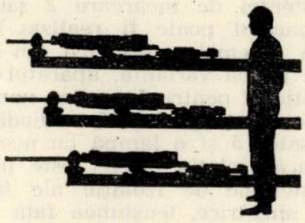




1



2



3

Perforatorul Panther are cea mai mare viteză de perforare din lume faţă de greutatea sa (27 kg).

Cu tot randamentul său ridicat, cheltuielile de întreţinere a perforatorului Panther sînt foarte reduse ceea ce face ca acest perforator să fie cel mai ieftin.

Actualmente, perforatoarele Panther se fabrică cu un amortizor al zgomotului cu un efect de reducere de 75%. Perforatorul Panther este tipul de perforator cu multiple utilizări, fiind folosit la o gamă largă de lucrări miniere. În desenele de mai sus sînt arătate trei moduri de folosire a acestor perforatoare şi susţinătoare Atlas Copco şi dispozitive de avansare.

Expediaţi cuponul alăturat la MAŞINIMPORT, BUCUREŞTI, Str. M. Eminescu nr. 10 Sectorul 1, indicînd denumirea întreprinderii, numele, funcţia şi adresa dv.

ATLAS COPCO AB – STOCKHOLM 1 – SUEDIA

Atlas Copco

Rugăm să ne trimiteţi informaţii complete cu privire la produsele ATLAS COPCO în limba: germană ☐; engleză ☐; franceză ☐.

informaţie cu privire la perforatoare . . . . . .

informaţie cu privire la oţeluri de sfredele . . . .

informaţie cu privire la . . . . . .

NUMELE _____

FUNCŢIA _____

ÎNTREPRINDEREA _____

ADRESA _____

9/68

INVENȚII

PROCEDEU ȘI APARAT PENTRU SEMNALIZAREA DEFECTELOR DE IZOLAȚIE A REȚELELOR ELECTRICE TRIFAZATE CU NEUTRUL IZOLAT

Invenția se referă la un procedeu și aparat pentru semnalizarea defectelor de izolație a rețelelor electrice cu neutrul izolat și în special a rețelelor electrice miniere.

Procedeul este caracterizat prin aceea că tensiunea de deplasare ce apare datorită producerii unui defect de izolație este redresată și aplicată unui condensator la bornele căruia este conectată o lampă cu neon, astfel încît dacă tensiunea de deplasare depășește o anumită limită, tensiunea de încărcare a condensatorului crește pînă la atingerea valorii tensiunii de aprindere a lămpii cu neon cînd începe a se produce descărcarea și încărcarea repetată a condensatorului, respectiv aprinderea și stingerea lămpii cu neon, frecvența pîlpîirilor lămpii cu neon fiind proporțională cu valoarea tensiunii de deplasare, respectiv cu mărimea defectului de izolație.

Aparatul, în scopul măririi sensibilității sale, este astfel constituit încît tensiunea de deplasare ce apare în cazul unui defect de izolație este redresată printr-un dubler de tensiune format din două diode *4*, *7* și două condensatoare *5*, *8*, astfel încît aprinderea lămpii cu neon are loc la valori mai mici ale tensiunii de deplasare, iar sensibilitatea aparatului poate fi reglată prin alegerea corespunzătoare a valorii rezistenței de încărcare *2* sau a capacităților *5*, *8*.

Aparatul poate fi realizat în două variante conform schemelor electrice din figurile 1 și 2.

În prima variantă, aparatul cuprinde trei rezistențe identice *1* pentru formarea unui punct nul artificial *a*, două rezistențe *2* și *3*, o diodă redresoare *4*, un condensator *5* și o lampă cu neon *6*, funcționînd astfel.

Dacă izolația rețelei este în stare bună sau dacă rezistențele de izolație ale fazelor față de pămînt sînt simetrice, tensiunea față de pămînt a punctului stea creat cu ajutorul celor trei rezistențe *1*, identice, este nulă și aparatul nu indică nici un defect.

La producerea unui defect de izolație pe una din faze, între punctul nul artificial *a* și pămînt apare o tensiune de deplasare. Această tensiune este redresată de dioda *4* și încarcă treptat condensatorul *5* prin rezistența 2.

Dacă tensiunea de deplasare este suficient de mare, tensiunea la care se încarcă condensatorul *5* crește pînă la valoarea tensiunii de aprindere a lămpii cu neon *6* cînd se produce descărcarea condensatorului prin rezistența *3* și lampa cu neon.

Cînd tensiunea la bornele condensatorului a scăzut pînă la valoarea tensiunii de stingere a lămpii cu neon aceasta se stinge, condensatorul începe din nou să se încarce și fenomenul se repetă.

Prin alegerea convenabilă a parametrilor schemei și a tipului lămpii cu neon, se poate realiza ca aprinderea lămpii cu neon să se facă la o anumită valoare a tensiunii de deplasare, fixîndu-se astfel sensibilitatea dorită a aparatului. Dependența frecvenței pîlpîirilor lămpii cu neon de tensiunea de deplasare permite atît stabilirea existenței unui defect de izolație cît și aprecierea gravității acestui defect deoarece o dată cu micșorarea rezistenței de izolație a unei faze față de pămînt, frecvența pîlpîirilor crește fiind maximă în cazul punerii directe la pămînt a unei faze.

În altă variantă, aparatul, pe lîngă elementele componente descrise, mai cuprinde în plus dioda *7* și condensatorul *8*. Diodele *4*, *7* și condensatoarele *5*, *8* sînt conectate într-un montaj dubler de tensiune, funcționînd astfel.

Dacă rezistențele de izolație a fazelor sînt nesimetrice datorită unui defect de izolație, tensiunea de deplasare ce apare între punctul nul artificial *a* și pămînt este redresată cu diodele *4* și *7*. Condensatorul *5* se încarcă, timpul de încărcare depinzînd de mărimea capacității acestuia, de valorile rezistenței *2* și a capacității condensatorului *8*, precum și de tensiunea de deplasare ce se redresează. Cînd tensiunea de încărcare a condensatorului *5* a crescut pînă la tensiunea de aprindere a lămpii cu neon, aceasta se aprinde și se produce descărcarea condensatorului *5*, timpul de descărcare depinzînd de

Fig. 1

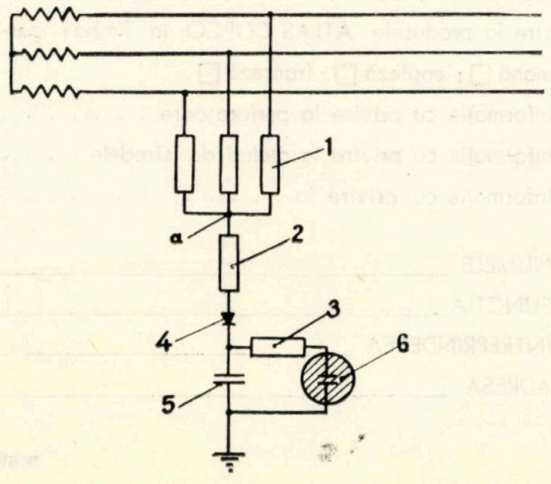
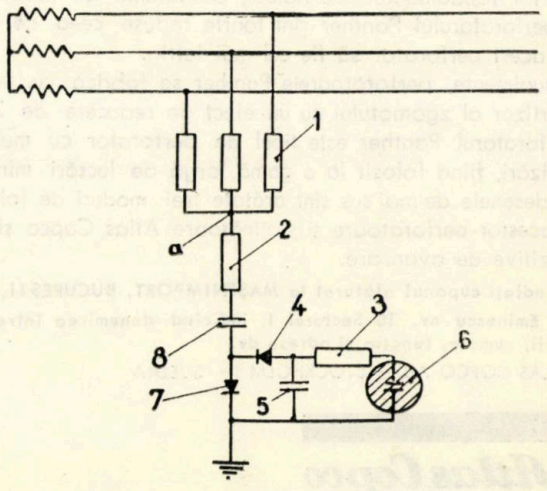


Fig. 2



mărimea capacității acestui condensator, de valoarea rezistenței 3 și a rezistenței interne a lămpii cu neon, precum și de tensiunile de aprindere și de stingere ale acestei lămpi. Cînd tensiunea la bornele condensatorului 5 scade pînă la valoarea tensiunii de stingere a lămpii cu neon aceasta se stinge, condensatorul începe din nou să se încarce și fenomenul se repetă.

Invenția prezintă următoarele avantaje :

— funcționează la defectele de izolație nesimetrice, care de fapt sînt periculoase ;

— sensibilitatea aparatului se poate fixa ușor prin alegerea corespunzătoare a elementelor schemei, de exemplu a rezistenței de încărcare ;

— pîlpîirile lămpii cu neon sînt ușor de observat și atrage atenția personalului ;

— frecvența pîlpîirilor permite aprecierea gravității defectului de izolație ;

— nu modifică caracterul rețelei cu neutrul izolat ;

— este simplu și ușor de realizat ;

— se poate dispune în interiorul carcasei sau al cutiei de borne a transformatoarelor sau a întreruptoarelor.

Brevet R.S.R. 47 833 — Înregistrat 28-I-1966
Titular : Ministerul Minelor — Publicat 25-V-1967
Autor : ing. Aurel Manea — Dosar O.S.I. 50 884
Clasificare 21 e, 29/11

PROCEDEU PENRTU DEFERIZAREA ȘI ALBIREA CHIMICĂ A CAOLINULUI

Invenția se referă la un procedeu pentru deferizarea și albirea chimică a caolinului utilizat ca materie primă în industria hîrtiei, ceramicii, chimică și industria cauciucului.

Procedeul, în scopul creșterii gradului de alb al caolinului, este caracterizat prin aceea că, suspensia caolinoasă se tratează la temperatura normală și sub agitare, în prima fază cu acid hipocloros în stare născîndă produs prin barbotare de clor gazos, iar în a doua fază cu hidrosulfit de sodiu solid, după care se spală și se deseacă, îndepărtîndu-se fierul o dată cu apele de spălare. Aplicarea invenției comportă următoarele faze.

Suspensia caolinoasă la diluția și temperatura rezultată în procesul de dezintegrare, denisipare și flotare, cu un raport lichid/ solid 1/4, este barbotată cu clor gazos timp de 10...15 min în proporție de 5...10 kg/t caolin uscat, apoi se agită timp de 1/2 oră pentru producerea reacției de oxidare a acizilor humici, humaților de fier și sulfurilor de fier. După aceea se introduc 2...3 kg hidrosulfit de sodiu solid/tona caolin uscat, cu agitarea concomitentă a suspensiei, lăsîndu-se în continuare pentru reacție 1/2 oră. Hidrosulfitul reduce fierul trivalent la fier bivalent, care se îndepărtează apoi sub formă de clorură feroasă o dată cu apele de spălare.

Pentru reducerea pH-ului suspensiei caolinoase la valoarea inițială, aceasta se diluează cu apă pînă la raportul lichid/solid 1/8...1/10, se lasă să sedimenteze pînă la diluția inițială (S/L = 1/4) și apoi apa limpede se sifonează, iar suspensia îngroșată se deseacă pe filtru.

Prin aplicarea procedeului la caolin de Harghita cu un conținut în Fe_2O_3 de 1...1,2% și cu un grad de alb pe filtrul albastru de 64...73% s-a obținut o reducere a conținutului de Fe_2O_3 la 0,6...0,75% și un grad de alb pe filtrul albastru de 85...90%.

Invenția prezintă următoarele avantaje :

— conduce la o creștere însemnată a gradului de alb al caolinului pînă la 90% ;

— permite reducerea conținutului de Fe_2O_3 în caolin sub 0,75% ;

— nu necesită instalații speciale pentru aplicarea procedeului, tratamentul putîndu-se face în bazinele de decantare obișnuite cu mici amenajări ;

— nu este necesară încălzirea suspensiei caolinoase în timpul reacției ;

— numărul de spălări și cantitatea de apă pentru reducerea pH-ului suspensiei caolinoase la valorile inițiale sînt reduse (una singură cu 4...5 cm^3 apă/tonă caolin).

Brevet R.S.R. 49334 — Înregistrat : 15.XII.1966
Titular Ministerul Minelor — Publicat : 10.XII.1967
Autori : acad. dr. chim. Raluca Ripan — Dosar O.S.I. 52737
chim. Ion Todoruț — Clasificare 80 b, 12/01
chim. Aurel Bogdan
ing. Mihai Anghelescu

Recenzii

Teindl, I. **Combaterea coroziunii la utilajele din minele de cărbuni.** Editura Nedra, Moscova, 1966 (traducere din limba cehă).

Lucrarea referitoare la combaterea coroziunii la utilajele din minele de cărbuni conține un material documentar foarte util într-un domeniu care, în ultimul timp, preocupă tot mai mult personalul ingineresc și tehnic care se ocupă cu proiectarea, execuția și exploatarea utilajelor miniere, cît și a celei din institutele de cercetări miniere și metalurgice ocupat cu cercetarea utilajelor și a posibilităților de mărire a siguranței și durabilității în funcționarea acestora.

Deși pierderile economiei naționale provocate de coroziune sînt foarte mari, ținînd cont nu numai de cheltuielile produse de distrugerea metalelor ci și de cele provocate de continua reînnoire a lor, totuși acestei probleme nu i s-a dat atenția cuvenită, în special în domeniul utilajului minier folosit în condițiile din subteran.

Deși lucrarea are numai 130 de pagini, bogatul material bibliografic, precum și sistematizarea judicioasă a lui a permis autorului să redea, sub o formă concentrată, toate aspectele principale ale acestei probleme, în lumina ultimelor cuceriri ale științei și tehnicii mondiale.

Lucrarea este împărțită în șapte capitole, cu 61 figuri și diagrame, care ilustrează atît aspecte referitoare la natura și influența coroziunii asupra rezistenței și durabilității diferitelor organe ale instalațiilor miniere, cît și aspecte refe-

ritoare la executarea corectă a diferitelor organe şi a metodelor de acoperire a suprafeţelor pentru înlăturarea fenomenului de coroziune.

În primul capitol sînt redate consideraţiile generale asupra coroziunii metalelor folosite în construcţia utilajelor miniere din subteran ca : coroziunea oţelului, aluminiului şi a aliajelor acestuia, coroziunea aliajelor de bronz şi altele. Tot în acest capitol sînt tratate problemele legate de protejarea metalelor contra coroziunii, precum şi a diferitelor metode de protejare şi domeniul lor de aplicare.

Capitolul II se ocupă de protejarea utilajelor miniere contra coroziunii provocată de apele de mină, precum şi de influenţa gradului şi caracterul impurităţilor şi al vitezei de curgere a apelor de mină asupra vitezei şi gradului de coroziune.

În capitolul III sînt tratate aspectele de coroziune şi de protejare contra acesteia a cablurilor de mină şi influenţa diferiţilor factori de ordin constructiv, de execuţie şi a compoziţiei şi structurii materialului folosit asupra gradului şi vitezei de coroziune. Sînt tratate, de asemenea, cu exemplificări, cercetările şi rezultatele la care s-a ajuns în domeniul oboselii sîrmelor cablurilor, datorită acestui fenomen.

Capitolele IV şi V tratează coroziunea tijelor de sfredele şi perforatoare şi a vagoneţilor de mină şi descriu cu date comparative diferitele metode de protejare a acestora ca cele prin zincare, metalizarea prin zincare şi acoperirea cu diferite vopsele şi lacuri, cum şi acoperirea cu aluminiu şi prin electrometalizare.

În capitolul VI sînt tratate problemele legate de proprietăţile mecanice şi durabilitatea la uzură şi coroziune în mediu de mină a diferitelor calităţi de oţeluri (oţelurile carbon şi aliate), precum şi o serie de probleme care privesc mărirea durabilităţii acestora contra uzurii şi coroziunii.

Capitolul VII se ocupă de alegerea şi folosirea unor mărci de oţeluri şi aliaje de metale neferoase în construcţia utilajelor ce lucrează în condiţiile mediului din subteran. Materialul tratat în acest capitol prezintă foarte mare interes în special pentru proiectanţii şi constructorii de acest gen de utilaje, atît prin indicaţiile ce se dau în alegerea calităţii oţelurilor şi aliajelor pentru diferitele utilaje şi organe ale instalaţiilor, cît şi prin exemplificarea referitoare la cercetările şi rezultatele obţinute pe plan mondial în acest domeniu.

Considerăm că apariţia acestei lucrări este binevenită cu atît mai mult cu cît problema combaterii coroziunii utilajelor miniere ce lucrează în condiţiile din subteran devine din ce în ce mai acută, iar literatura de specialitate tratează în mod insuficient această problemă.

Dr. ing. V. SÎNGEORZAN

Iusan, V. şi Ionescu, D. **Controlul gazelor de mină.** Editura tehnică.

De curînd a apărut în Editura tehnică lucrarea *Controlul gazelor de mină*, care are drept scop sintetizarea principalelor cunoştinţe despre gazele care pot exista în mină.

Proprietăţile fizico-chimice ale gazelor sînt doar enumerate avînd în vedere că acestea pot fi găsite în orice curs de chimie, în schimb se insistă, în mod deosebit, asupra proprietăţilor nocive care pot dăuna celor ce muncesc în subteran. În acest sens, pentru fiecare gaz sînt arătate efectele pe care le are asupra omului la diverse concentraţii, efecte care constituie în acelaşi timp şi un mod de recunoaştere a gazului respectiv. Pentru principalele gaze, efectele nocive sînt reprezentate sub formă de diagrame şi tabele, cu descrierea tulburărilor pe care le provoacă în organismul uman. De subliniat faptul că pentru prima dată în literatura minieră română sînt tratate şi gazele radioactive din minele de uraniu.

În continuare sînt expuse principiile constructive care au stat la baza aparatelor de determinare a gazelor de mină. În cadrul acestui capitol s-a dat o dezvoltare preponderentă principiilor care au stat la baza aparatelor de detectare şi măsurare a metanului. Clasificarea acestor principii este foarte raţional făcută, fiind împărţită în : metode chimice şi metode fizice. Metodele chimice se subîmpart în şase clase, procesul de ardere a metanului putînd fi pus în evidenţă pe următoarele căi :

— prin autoîntreţinerea arderii ;
— prin degajarea de căldură ;
— prin micşorarea volumului gazelor arse, după condensarea vaporilor de apă ;
— prin formarea bioxidului de carbon ;
— prin emisia de fotoni şi ultraviolete în anumite condiţii de ionizare a gazelor.

Metodele fizice descrise se bazează pe măsurarea densităţii, a conductivităţii termice a indicelui de refracţie a unei raze luminoase în grizuu şi absorbţia în spectrul infraroşu.

În continuare este descris un număr important de aparate dintre cele mai moderne, fabricate în Anglia, Franţa, R. F. a Germaniei, R. S. Cehoslovacă, R. P. Polonă, Japonia, U.R.S.S., R. S. România, pentru determinarea O_2, CH_4, CO_2, CO, NH_3, SO_2, NO_2 etc.

O dezvoltare mai mare o are subcapitolul afectat aparatelor de detectare şi măsură a metanului şi bioxidului de carbon, gazele cu cea mai mare răspîndire în minele noastre.

Sînt prezentate şi diferite variante automatizate, cu sistem de alarmare optică sau acustică sau cu dispozitive de înregistrare.

O instalaţie ultramodernă descrisă pe larg este centrala telegrizumetrică CTT-63,40.

Pentru fiecare aparat descris este prezentat principiul constructiv, modul de funcţionare, întreţinere şi reparaţie. Sînt expuse atît schemele şi fotografiile aparatelor, cît şi ale rastelelor de încărcare, redresoarelor etc.

S-a insistat în mod deosebit asupra manipulării aparatelor existente în dotaţia minelor noastre şi asupra acelor pentru care există perspective să fie importate sau asimilate.

În vederea unei bune organizări a întreţinerii şi reparaţiei aparatelor de detectare a gazelor este prezentată o schemă de organizare a unei staţii de acest fel.

În capitolul următor sînt prezentate modalităţile de prelucrare a probelor de gaze de mine, fie din atmosfera locurilor de muncă, fie din spaţii izolate prin diguri sau spaţii greu accesibile. Se arată atît metoda clasică „cu fiole de sticlă" cît şi utilajele moderne cu recipienţi metalici prevăzuţi cu pompă manuală şi tuburi telescopice.

Un alt capitol important este cel care tratează metodele de analiză a gazelor în laboratoarele de mină. Din literatura de specialitate şi din normativele în vigoare au fost desprinse metodele de lucru cele mai adecvate laboratoarelor de mină, urmărindu-se sensibilităţile şi preciziile impuse de normele de tehnica securităţii. Sînt descrise, atît aparatele necesare, cît şi metodele de lucru efectiv. Predomină metodele calorimetrice, acestea fiind mai la îndemîna laboratoarelor de mină. Se prezintă şi formele de calcul uzuale pentru stabilirea concentraţiilor, funcţie de observaţiile făcute. În finalul capitolului se arată modul de organizare pentru un laborator de mină tip şi dotaţia minimă necesară (în conformitate cu instrucţiunile anexă la NTS).

În ultima parte a lucrării se analizează principiile care stau la baza diverselor sisteme de clasificare a minelor din punctul de vedere al emanaţiilor de gaze. Se face o analiză critică arătîndu-se avantajele şi dezavantajele fiecărui sistem, aplicat în diverse ţări, apoi se arată metoda legiferată în ţara noastră şi modul de aplicare (măsurători, prelucrări de probe, calcule).

Într-o anexă la lucrare este dat un tabel cu categoriile tuturor minelor din R. S. România, conform ultimelor măsurători existente la data întocmirii lucrării.

Cartea se adresează tuturor celor ce lucrează în subteranul minelor noastre. Părţile referitoare la modul de manipulare şi citire a aparatelor sînt scrise la un nivel accesibil şi minerilor şi măsurătorilor de gaze — personal care deja în prezent este dotat în minele mari cu aparataj modern.

Se adresează de asemenea personalului laboratoarelor minelor şi întregului personal mediu tehnic. Cu titlu informativ, lucrarea este utilă şi inginerilor — cuprinzînd într-o singură lucrare cunoştinţele legate de gaze şi aparatele din dotare.

De asemenea se adresează studenţilor Institutului de mine şi elevilor şcolilor tehnice de personal tehnic şi elevilor şcolilor tehnice de maiştri minieri.

Lucrarea are 196 pagini şi este bogat ilustrată cu 71 desene şi fotografii.

Ing. T. BRĂNIŞCAN

ŞTIRI

— În anul 1966 Chile a produs 669 400 t cupru. Programul de dezvoltare prevede creşterea producţiei de cupru, care va atinge 1,1 mil t în anul 1971. Din trei zăcăminte noi se prevede extragerea a 177 000 t/an cupru. Aceste zăcăminte sînt :

Exotica cu rezerve de 150 mil t şi un conţinut de 1,35% Cu ;

Rio Blanco cu rezerve de 120 mil t şi cu un conţinut de 1,5% Cu ;

Sagasca cu 10 mil t rezerve cu un conţinut de 3,5% Cu.

— În Taivan s-au pus în evidenţă, în zona Tsushishan, două coloane mineralizate cu 15—16% Cu care au dimensiuni de 75 m lungime şi 35 m lăţime.

— Zăcămînul de uraniu de la Sin Kiang are rezerve de aproximativ 4,4 mil. t, conţinînd circa 21 000 t oxid de uraniu şi 45 000 t oxid de thoriu.

— Zăcămîntul de la Silvermaque (Canada) are 1,8 mil t cu 550 g/t U_3O_8 şi 2,27 mil t cu 1 100 g/t U_3O_8 şi 12,7 mil t cu mai puţin de 500 g/t de U_3O_8 (nerentabile la preţul actual al uraniului).

— C.E.A. a pus în evidenţă în Nigeria trei zăcăminte de uraniu la Azelik (4 000 t uraniu în conţinut cu 3‰ U), Madouela (6 700 t uraniu în conţinut cu 2—3‰ U) şi zăcămîntul de la Arlit (20 000 t uraniu în conţinut cu 2—2,5‰ U). Este prevăzută punerea în exploatare la zi a acestui din urmă zăcămînt cu o producţie de 450 000 t/an.

Annales des Mines, noiembrie, 1967.

— Între R. P. Polonă şi Japonia se duc tratative pentru studierea posibilităţilor de punere în valoare a zăcămîntului de cupru de la Polkowice (150—200 mil t minereu cu 2% Cu). Este posibilă participarea financiară a unui grup minier japonez.

Mining Journal, 23 iunie, 1967.

— În Australia se execută lucrări pentru punerea în exploatare la zi a zăcămîntului de fier de la Mount Whaleback (rezervele de hematită cu 64% Fe sînt evaluate la 1 miliard t, din care 350 mil t probate).

Cariera este proiectată pentru o producţie de 20 mil t/an, din care Japonia urmează să achiziţioneze 3 mil t/an începînd cu anul 1969 şi ulterior 7,5 mil t/an.

Annales des Mines, octombrie, 1967.

— În Congo (Brazzaville) este în curs deschiderea unui zăcămînt uriaş de potasiu. Mina va intra în producţie în anul 1969 şi va avea o capacitate iniţială de 1,5 mil t/an de sylvanită. În prima etapă se pune în exploatare o lentilă cu 3 m grosime şi un conţinut de peste 35% K_2O ce este conturat pe 9 km². În etapa a doua se pune în exploatare o lentilă de 1,8 m grosime cu 20% K_2O conturat pe 20 km²

Zăcămîntul este conturat pe o suprafaţă de peste 4 500 km², formaţia productivă avînd o grosime de cîteva sute de metri. Mineralizaţia principală este reprezentată prin carnalit cu 17% K_2O şi silvanită cu 20—38% K_2O.

Annales des Mines, noiembrie, 1967.

— În Filipine, regiunea Surigao, s-a pus în evidenţă un zăcămînt lateritic de fier, nichel, crom, cupru şi cobalt ale cărui rezerve sînt apreciate la 120 mil t.

— În cadrul programului de reducere a producţiei în Belgia se prevede, pînă în anul 1970, diminuarea producţiei cu 4,59 mil t/an, ceea ce va antrena concedierea a 19 662 angajaţi (14 275 muncitori subterani, 4 532 muncitori de la suprafaţă şi 855 ingineri şi funcţionari). Numai în anii 1968 şi 1969 se prevede închiderea a 13 mine.

— Întreprinderea poloneză Centrozap a livrat, pentru prepararea fosfaţilor de la Metlaoui (Tunisia), o spălătorie cu o capacitate de 300 000 t/an. O instalaţie similară este în construcţie la Medilla.

Mines et Métallurgie, octombrie, 1967.

— Producţia de cărbune este în creştere (exceptînd ţările din Piaţa Comună şi Anglia). După Ekonomiceskaia Gazeta, evoluţia producţiei în principalele ţări producătoare în deceniul 1957—1966 se prezintă astfel :

	mil tone	
	1957	*1966*
— U.R.S.S.	461	585
— Ţările din Europa de Est	448,9	589,2
— S.U.A.,	470	491,9
— Piaţa Comună	350,1	307
— Anglia	227,2	177,4
— India	44,2	73,5
— Africa	40,9	53,6
— Australia, Noua Zeelandă	33,8	59,4

Mines, nr. 129, 1967.

DOCUMENTARE

Erșov, N. N. **Problemele construcției de mine puse la al cincilea congres minier.** Sahtnoe stroitelstvo. nr. 9, 1967, p. 6—7.

Se expun lucrările subterane realizate în Republica Sud Africană la adîncimi de 1 500, 3 800 m cu perspective de extindere pînă la adîncimea de 5 000 m.

Se subliniază necesitatea realizării unui program vast de cercetări științifice pentru obținerea rezultatelor optime în acest domeniu.

Printre altele se remarcă metode noi de determinare a tensiunilor în roci de la adîncimi mari cu ajutorul unor traductoare, folosind cleiuri speciale de fabricație elvețiană.

De asemenea sînt interesante cercetările în legătură cu loviturile berbec, la adîncimi mari.

Se indică performanțele realizate de combinele de producție sovietică PK6-3, Karaganda-7/5 cu ajutorul cărora s-au săpat în cărbune galerii pînă la 2 500 m/lună.

Litvin, A. Z. **Perfecționarea metodelor speciale de săpare a puțurilor de mină.** Sahtnoe stroitelstvo, nr. 9, 1967, p. 1—3.

Se prezintă date asupra aplicării și dezvoltării metodelor speciale de săpare a puțurilor de mină, se arată principalele caracteristici ale metodelor și îmbunătățirile aduse, atît la utilajul folosit, cît și în schemele de executare și se descriu condițiile tehnico-geologice pentru care se potrivesc metodele respective de săpare.

Sînt interesante îndeosebi metodele de săpare prin forare în roci dificile cu instalațiile UZTM, care lucrează prin forare, spălare și aspirare și UKB bazat pe extragerea alternativă a miezului.

Indicii tehnico-economici la forarea puțurilor au crescut, față de anul 1943, de 10 ori.

Gurov, S. G. ș.a. **Eficiența economică a tehnologiei progresive de construire a puțurilor de mină.** Sahtnoe stroitelstvo. nr. 9, 1967, p. 7—10.

Se examinează noi metode de construire a puțurilor și a minelor, folosind procedeele :

— cu turn definitiv și mașină de extracție provizorie ;

— cu turn definitiv și mașină de extracție multicablu definitivă.

Din tabelul prezentat cu datele respective obținute la unele mine reiese că prin folosirea noilor metode timpul de construire a minelor se reduce cu 2,5—3,2 ani, față de metodele vechi (cu turn provizoriu și mașină de extracție provizorie).

În tabelul cu rezultatele economiilor realizate, la categoria eficienței economice, se indică, pentru minele menționate, o economie anuală totală de 1 398 mil. ruble.

Beliaev, A. I. ș.a. **Susținere din prefabricate din beton armat cu pereți netezi GAK-5.** Sahtnoe stroitelstvo, nr. 9, 1967, p. 16—17.

Se analizează folosirea unei noi susțineri a galeriilor, susținerea tip GAK-5.

Se evidențiază avantajele susținerii GAK-5 din punctul de vedere al rezistenței de aeraj deoarece construcția, la aceeași capacitate portantă, are părțile interioare plate și drepte, evitîndu-se astfel obstacolele de rezistență pentru curentul de aer.

Această susținere are o serie de avantaje ca :

— secțiunea profilului în săpare este, față de celelalte feluri de susținere, cu 10—14% mai mică ;

— se reduce consumul de ciment cu 24—41% ;

— costul unui metru de galerie cu susținere GAK-5 este cu 23% mai ieftin.

Trifonenkov, V. D. ș.a. **Folosirea graficului de rețea în cazul executării rapide a unei galerii.** Sahtnoe stroitelstvo, nr. 9, 1967, p. 23—25.

Se descrie rezolvarea favorabilă a problemei puse de o exploatare de la combinatul Vorkuțugol, relativ la executarea rapidă (în 4 luni) a două galerii de 480 m, în condiții hidrogeologice grele.

Pentru aceasta s-a întocmit un grafic în rețea, bazat pe suprapunerea maximă în timp a operațiilor principale și secundare din ciclul de săpare a frontului și pe repartizarea rațională a lucrătorilor pe operațiuni, ceea ce a asigurat îndeplinirea a două cicluri de înaintare pe schimb, corespunzător unei înaintări de 4 m/schimb.

Pe de altă parte, metoda matematică de planificare și de conducere, combinată cu cointeresarea muncitorilor, a permis realizarea următorilor indici tehnico-economici :

— îndeplinirea ritmurilor înalte și stabile de executare a galeriilor ;

— depășirea normelor cu 72 pînă la 88,4% ;

— creșterea productivității muncii cu circa 100%.

Hudin, Iu. L. ș.a. **Experiența mecanizării complexe a lucrărilor de abataj din bazinul Karaganda.** Ugol, nr. 9, 1967, p. 42—44.

Se face o analiză a condițiilor de folosire a combinelor cu lățime mare de tăiere de tip Donbas-1 și LGD-2, precum și a combinelor cu lățime îngustă de tăiere tip K-52 M, 1 K-52 S, la exploatarea stratelor de cărbune de 1,41—3,20 m grosime.

S-a constatat că, în general, folosirea la minele Karaganda a combinelor cu lățime îngustă de tăiere, în combinație cu susținerea metalică individuală, duce la mărirea producției și la creșterea productivității muncii.

Trebuie de subliniat că introducerea în exploatare a complexelor cu susținere mecanizată a mărit producția cu circa 20%, iar productivitatea muncii cu 30—40%. față de rezultatele obținute cu combinele în combinație cu susținere individuală.

Se recomandă necesitatea aplicării complexelor mecanizate în abatajele frontale din stratele cu grosime peste 2 m și lungimi de cel puțin 100—150 m.

Mai departe, se recomandă mărirea sarcinii de producție pe abataj și trecerea la generalizarea transportului cu benzi pînă la puț.

Bugrimov, V. I. ș.a. **În legătură cu determinarea gradului de pericol din punctul de vedere al focurilor subterane al metodelor de exploatare din raionul Prokopevsk — Kiselevsk din Kuzbas.** Ugol, nr. 9, 1967, p. 44—46.

Autorii consideră că metoda aplicată pînă în prezent la determinarea coeficientului de pericol al focurilor subterane, prin raportul numărului de focuri la 1 mil. t extrase, nu este satisfăcătoare.

Ţinînd cont de faptul că focurile subterane sînt în funcţie de factorii geologici şi tehnico-minieri, se propune ca coeficientul de pericol al focurilor să fie determinat pentru aceeaşi categorie de strate şi diferite metode de exploatare.

Din tabelele prezentate cu indicatori de frecvenţă, probabilitate, coeficienţi de pericol K, probabilitate acumulată, calculate pe baza unor formule, reiese că valorile coeficienţilor prezintă un tablou mai exact al posibilităţilor de apariţie a focurilor.

Pentru compararea gradului de pericol al diferitelor metode, din punctul de vedere al coeficienţilor, aceştia trebuie reduşi la acelaşi nivel al probabilităţii.

Se prezintă un tabel din care se vede o dependenţă a mărimii coeficientului relativ al pericolului de focuri de mărimea pierderilor medii de exploatare.

Saratineanţ, S. ş.a. **Concentrarea lucrărilor miniere în industria carboniferă din Ucraina.** Ugol Ukrainî, nr. 8, 1967, p. 9—12.

Se descrie situaţia actuală în industria carboniferă din Ucraina, caracterizată prin mecanizarea lopătării cărbunelui într-un procent de 80,6% şi a productivităţii pe combină de 7 035 t.

Întrucît aceşti indicatori nu sînt satisfăcători, se preconizează îmbunătăţiri considerabile.

Pentru aceasta este nevoie de restructurarea minelor existente şi proiectarea noilor mine, pe baza unei concentrări maxime a producţiei.

Se recomandă trecerea la metoda de exploatare a stratelor de 1,8 m grosime prin stîlpi direcţionali în retragere în panouri reduse şi abataje cu front mărit, faţă de actuala lungime a frontului cu cel puţin circa 50%.

Totodată se impune, acolo unde condiţiile zăcămîntului permit, să se facă gruparea exploatării.

Se cere mărirea sarcinilor de producţie pe abataj pînă la 2 000 t pe abataj şi zi fapt ce va duce la mărirea producţiei pe mină.

Pentru aceasta este nevoie de introducerea şi extinderea mecanizării şi automatizării mijloacelor de tăiere, a combinelor moderne cu braţ scurt de extragere a susţinerilor mecanizate şi a organizării transportului în trepte minime. În felul acesta se va ajunge la o productivitate a muncii pe exploatare de 5,6 t/post muncitor.

Snitko, A. A. ş.a. **Deplasarea rocilor din masiv în cazul exploatării stratelor de cărbune de înclinare mică.** Ugol Ukrainî, nr. 8, 1967, p. 14—16.

Bazaţi pe cercetările teoretice şi pe rezultatele încercărilor pe modele din materiale echivalente, autorii analizează aspectul deplasărilor rocilor în urma exploatării unui strat de cărbune cu înclinare mică.

În felul acesta se stabileşte o formulă empirică care reprezintă corelaţia între M (grosimea stratului), (coeficientul de tărie al rocilor), H (adîncimea de exploatare) şi l_1 lungimea zonei de încovoiere în consolă a rocilor după dirijarea coperişului prin surpare :

$$l_1 = (0{,}62 + 0{,}38\ M)\ \xi\ 2{,}5\sqrt{H}$$

Pe de altă parte, autorii expun metoda de determinare a punctelor specifice de pe suprafaţa terenului, care se deplasează după surparea abatajului, obţinînd indicaţii mai precise, mărind astfel siguranţa de executare a lucrărilor miniere şi protecţia construcţiilor industriale.

Cudlai, E. D. ş.a. **Instalaţie de plug pentru extragerea stratelor foarte subţiri.** Ugol Ukrainî, nr. 8, 1967, p. 23—25.

Se descrie experimentarea unei instalaţii cu plug SDB, elaborată de DonUGHI în anul 1966, pentru extragerea stratelor cu grosime de 0,3—0,7 m.

Caracteristicile tehnice principale ale acestei instalaţii sînt :

— viteza de mişcare a plugului pînă la 2,5 m/s ;
— adîncimea aşchiei de tăiere 0—50 mm ;
— productivitatea instalaţiei 70—100 m³/h ;
— greutatea, 540—930 kg ;
— tracţiunea cu lanţ calibrat (sudat) SK-18 × 64 ;
— puterea motorului pneumatic 44 CP.

Spre deosebire de construcţia plugurilor berbec din R. F. a Germaniei, plugul SDB are la bază o placă din tablă de fier cu lungimea de 4 m, lăţimea de 0,65 m şi grosimea de 200 m, care protejează contra înfigerii în culcuş.

Plugul se compune din două cuţite laterale şi unul central cu tăişul în formă de coadă de rîndunică ieşit în afară (faţă de celelalte) cu 180 mm toate acestea fixate pe un segment ancorat cu arcuri pe placa de bază.

Extragerea cărbunelui cu un asemenea plug dintr-un strat de la mina Gorlovskaia-Glubokaia, în grosime de 0,47 m şi înclinare de 60—80°, a dat rezultate satisfăcătoare, cu toate că condiţiile geologice nu au fost favorabile.

S-au realizat următorii indicatori tehnico-economici :

— productivitate, 75—95 m²/h sau 50—60 t de cărbune ;
— productivitatea muncii 15—17 t/post.

Vorotnikov, A. I. **Împingător electrohidraulic TKPG pentru minele de cărbune.** Ugol Ukrainî, nr. 8, 1967, p. 28—30.

Se prezintă un împingător eletrohidraulic, tip TKPG, fără fundaţie, de construcţie DonUGHI, care se poate monta în punctele prevăzute pentru manevrarea automată a vagonetelor, rampelor de la puţuri, planelor înclinate etc.

Prezintă avantajul că nu necesită fundaţie specială şi este de construcţie simplă, acţionată în mod sigur, este universal şi poate fi folosit pentru vagonete de orice capacitate şi pentru orice ecartament a liniei ferate.

Principalele caracteristici tehnice sînt :

— cursa tacheţilor, 400 mm ;
— puterea motorului electric, 11 kW ;
— debitul pompei, 36 l/min ;
— greutatea totală a împingătorului (cu lichid), 1 100 kg.

Împingătorul a fost pus în funcţiune la mai multe mine, unde s-au înregistrat peste 40 000 vagonete manevrate.

Cu acest împingător se creează condiţii de lucru de mare securitate.

Suslov, O. P. ş.a. **Model economico-matematic pentru specializare optimă şi centralizare a reparaţiilor capitale a utilajului minier.** Ugol Ukrainî, nr. 8, 1967, p. 19—21.

Se analizează condiţiile optime de reparaţie a utilajului minier, ţinînd cont de diversitatea utilajului şi de ansamblul unităţilor întreprinderilor miniere.

Din studiile materialului documentar se compune o relaţie matematică, care permite să se deducă minimum de cheltuieli a cărei expresie se prezintă sub forma :

$$S = C + T + \gamma q$$

în care :

C și T sînt cheltuielile pentru reparații și transportul utilajului ;

q — investițiile ;

γ — coeficientul corespunzător termenului de recuperare.

Aceasta se confirmă prin dependența empirică între costul unei reparații C convenționale de volumul reparații Q.

S-a adoptat ca reparație convențională reparația capitală a unui perforator electric pe coloană cu următoarele caracteristici :

— greutate 0,11 t ;

— volumul reparației 17,5 oameni-ore ;

— costul reparației 35 ruble.

Din diagrama prezentată se constată că o dată cu creșterea volumului de reparații Q, scade costul unității de producție.

Problema costului minim de reparație poate fi rezolvată cu ajutorul metodei ungare de programare liniară.

În oricare caz se recomandă, în problema reparațiilor, trecerea de la schema existentă la schema care asigură concentrarea completă a fiecărui tip de utilaj.

Vakrushev, V. A. și Tsibalist, V. G. **Distribuția aurului în sulfurile zăcămintelor de skarn din regiunea Altai-Saian.** Geochimia, nr. 10, 1967, p. 1 076—1 080.

Sulfurile și skarnele purtătoare de aur, și zăcămintele de cuarț aurifer conțin cantități ridicate de aur. Conținuturile nu sînt legate de timpul lor de depunere, deoarece concentrarea aurului are loc tot timpul procesului de formare a sulfurilor. Pirita, arsenopirita și alte sulfuri ale skarnelor și în particular zăcămintele de minereuri de fier exploatabile legate de skarne sînt caracterizate prin conținuturi minime de aur.

Se recomandă folosirea conținutului de aur din pirite și alte sulfuri ca indicatori direcți pentru mineralizările de aur — rentabile pentru exploatare — cînd se estimează diferitele depozite de skarne.

Goleva, G. A. și Vorobiova, J. N. **Unele caracteristici ale migrării germaniului în apele zăcămintelor de minereuri.** Geokhimia, nr. 8, august 1967, p. 986—993.

Se discută formele migrării germaniului în diferite tipuri de ape naturale și în special distribuția sa în apele zăcămintelor de cupru, polimetalice, de molibden și mercur. Analizele aureolelor germaniului în zonele de hipergeneză ale acestor zăcăminte duc la ideea utilizării acestui element în prospecțiunea hidrogeochimică a mineralizărilor care nu apar la zi.

Nevski, V. A. **Tectonica fisurată a rocilor filoniene.** Sovetskaia gheologhia, nr. 9, septembrie, 1967, p. 77—88.

Se cunosc numeroase zăcăminte endogene legate de dyke-uri. În aceste cazuri tectonica fisurată are o mare importanță practică pentru prospecțiunea, explorarea și exploatarea mineralizației.

Fisurile pot fi de diferite tipuri genetice : de contracție, de răcire ș.a. Fisurile legate de activitatea mecanică a magmei sînt proprii dyke-urilor mari, cu grosimi și înclinări apreciabile. Fisurile tectonice se observă mai ales în condițiile unor tensiuni tectonice puternice care au fost supuse unor deformări tectonice intense într-o perioadă mai recentă.

Se expun pe scurt principalele metode de studiere a tectonicii fisurale a dyke-urilor.

Iakovlev, P. D. **Tipuri structurale de caldere paleovulcanice asociate cu minereuri.** Sovetskaia gheologhia, nr. 9, septembrie, 1967, p. 49—60.

Calderelor paleovulcanice li se asociază frecvent zăcăminte de cupru, aur, argint, uraniu și metale rare.

În zonele vulcanice controlate de fracturi adînci calderele mari sînt structuri vulcanice de prim ordin. În caldere se poate urmări legătura reciprocă și dependența formațiunilor magmatice și a fracturilor rupturale cu mineralizația.

Formarea mineralizării și a formațiunilor magmatice se localizează în condiții apropiate de suprafață, între 0,5 și 2—2,5 km. Mineralizarea se situează atît în interiorul calderelor cît și în jurul lor, la exterior.

Corpurile de minereu filoniene și stokverkurile sînt localizate în zonele fracturilor rupturale sau pe fisurile diferitelor sisteme care le înconjoară. Corpurile de minereu cilindrice, tubulare se situează în zonele coșurilor vulcanice și a canalelor de explozie.

Azoțenidze, G. S., și Tvalciulidze, G. A. **Cu privire la mineralizarea legată de vulcanismul efuziv.** Sovetskaia gheologhia, nr. 9, septembrie, 1967, p. 19—32.

Zăcămintele de substanțe minerale utile legate genetic de vulcanismul efuziv sînt împărțite în două grupe mari :

a) formate în faza timpurie a dezvoltării eogeosinclinalului ;

b) formate în faza tîrzie, cînd se manifestă vulcanismul andezitic, de suprafață, al regiunilor cutate.

În primul grup se încadrează zăcăminte de pirită, minereuri de fier, mangan, bauxit. Zăcămintele de cupru-pirită se încadrează la zăcăminte subvulcanice, hidrotermale și de exhalație — sedimentare.

Zăcămintele de fier sînt reprezentate de cuarțite feruginoase și sînt caracteristice mai ales pentru precambrian.

Minereurile de mangan legate de complexele vulcanice se deosebesc după sursa manganului, vulcanică directă sau din soluții postmagmatice.

Zăcămintele de bauxit, fosforit, argile, bentonite, indică legături strînse cu vulcanismul geosinclinal.

În grupul doi se încadrează zăcămintele de aur-argint, plumb-zinc, stibiu-mercur, wolfram-mangan și alte tipuri variate de zăcăminte legate de formațiuni propilitice, în general constituind zăcăminte hidrotermale de temperatură joasă.

Smirnov, V. I. **Despre clasificarea zăcămintelor magmatogene.** Vestnik Mosk. Univ. 5, 1967, p. 28—35.

Pornind de la examinarea critică a diferitelor scheme de clasificare și pe baza propriilor puncte de vedere privind principiile care trebuie să stea la baza întocmirii unei clasificări genetice a zăcămintelor, autorul prezintă noi puncte de vedere în problema clasificării zăcămintelor magmatice. Seria zăcămintelor de acest tip este împărțită în șapte grupe : magmatică, pegmatitică, carbonatică, scarnică, albititică, hidrotermală, piritoasă. Grupa magmatică cuprinde zăcămintele de licuație, magmatice timpurii și magmatice tîrzii. În grupa pegmatitică se cuprind clasele de zăcăminte pegmatitice și metasomatice, iar în cea carbonatică clasele magmatice, metasomatice și mixte ; scarnele calcaroase, magnezitice și silicatice, au fost cuprinse în grupa scarnică, iar zăcămintele cu albitite și greizere formează grupa albititică. Se propune

împărțirea zăcămintelor hidrotermale în clasele utilizate de majoritatea geologilor ce se ocupă cu prospecțiunea și explorarea și anume : plutogene, vulcanogene, teletermale. În grupa piritoasă se cuprind zăcăminte metasomatice, vulcanogen-sedimentare și mixte. Este prezentată gruparea pe cicluri geologice a formațiunilor de roci magmatice și a mineralizațiilor asociate. Autorul ține să sublinieze asupra faptului că toate considerațiile privind provenienta substanțelor mineralizatoare și condițiile de mineralizare trebuie analizate în vederea utilizării unei clasificări genetice cît mai corespunzătoare. Aceasta trebuie să servească nu numai analizei științifice privind modul de apariție și dezvoltare, dar și eficiența utilizării în activitatea practică.

Maleev, E. F. **Tipurile mineralizării cu mercur și relațiile sale cu vulcanismul.** Dokl. Akad. Nauk SSR, vol. 17, nr. 3, 1967, p. 660.

Vulcanismul geosinclinal orogen și post-orogen din Carpații estici este legat de mineralizații de mercur. Mineralizația de mercur se raportează la vulcanite de diverse tipuri, se localizează în rocile sedimentare și se dezvoltă în diverse formațiuni de roci transformate hidrotermal. Mineralizația este legată de perioada manifestării diferențiatelor acide ale magmei bazice, de vîrstă pliocenă care încheie ultima etapă a vulcanismului de tip orogen.

Vulcanismul post-orogen din Transcarpați este asociat cu două tipuri de mineralizație de mercur :

1) în cuarțitele secundare de vîrstă miocenă și pliocenă ;

2) în zonele de argilizare de vîrstă pliocen superioară-cuaternară.

Cele două tipuri de minereu se deosebesc prin : modificările hidrotermale ale rocilor ; asociațiile mineralogice ; controlul structural ; vîrstă și raporturile lor cu vulcansimul. Primul tip de mineralizație este condiționat de manifestarea vulcanismului de tip orogen în special în etapele finale ale dezvoltării geosinclinale și se raportează la focarele magmatice locale ale intruziunilor magmei acide din apropierea suprafeței sau la diferențiatele acide ale magmei bazice. Ele se asociază cu mineralizația de telur-bismut sau plumb-zinc și în condițiile Carpaților estici nu dau concentrații industriale de mercur.

Al doilea tip de mineralizație cu concentrații industriale mici, este legat de vulcanismul postorogenic, care se manifestă în special în zona de sutură dintre flișul paleogenului cutat și molasele vulcanice. El este legat și de acțiunea magmei bazaltice nediferențiate.

Stewart, P. S. B. **Controlul automat al uzinelor de preparc.** The Australian Mining, **59,** nr. 7, iulie 1967, p. 11—15.

Controlul trebuie să satisfacă în orice uzină două cerințe și anume : menținerea anumitor variabile fizice la valori predeterminate și stabilirea celor mai dorite relații între o anumită operație și fluxul general prin alegerea convenabilă a valorii variabilelor controlate. Această formă de optimizare diferă de cea care prevede o redistribuire a utilajului.

Principalele avantaje ale controlului prin intermediul unui calculator electronic sînt :

— posibilitatea de încorporare a funcțiilor unui control avansat și a optimizării procesului ;

— plasarea controlului pe o bază mai flexibilă, ce permite evitarea punctelor de vîrf ;

— pornirea și oprirea utilajelor și aparatajului de control pot fi programate la calculator ;

— centralizarea controlului și înregistrarea unitară a desfășurării procesului.

Ca tactici ale controlului modern se analizează sistemul feed back, feed forward, cel adaptativ și controlul de optimizare.

Pentru ca, controlul prin calculator al unei instalații să prezinte economii, trebuie ca în primul rînd el să cuprindă trei clase principale de informații asupra procesului :

— constrîngerile și alte considerente logice asupra procesului transpuse într-o formă matematică, adică modelarea logică a procesului ;

— modelul matematic trebuie să fie dinamic, trebuind să facă față la diferite variații ale informațiilor fundamentale, adică el trebuie să fie un model operațional ;

— considerentele de ordin economic asupra procesului permit elaborarea unui model economic.

Ca modele operaționale se pot cita modelele statistice sau empirice obținute prin colectarea de informații referitoare la toate variabilele procesului care pot fi măsurate și care prezintă importanță. Prin multiple analize de regresie a acestor informații se pot stabili o serie de ecuații ce permit descrierea procesului si pot fi introduse într-un sistem de optimizare. Unele procedee de preparare sînt prea complexe pentru a permite obținerea unui model satisfăcător de acest gen.

Modelele analitice presupun cunoașterea legilor din chimia și din fizica procesului pentru a permite modelarea acestuia. Formularea și experimentarea unui astfel de model impune încercări largi la diferite scări. Ulterior stabilirii unui astfel de model el poate fi studiat de un calculator analogic, mai ales dacă modelul se pretează la simulare.

* * * **Institutul de medicină minieră din Anglia.** Colliery Engineering, **44,** nr. 521, iulie, 1967, p. 252.

National Coal Board și-a centralizat activitatea în domeniul cercetărilor medicale în cadrul unui Institut de medicină minieră, amplasat în cadrul Universității din Edinburg, cu care va coopera.

Noul institut va efectua cercetările care pînă în prezent erau dispersate la Edinburg, Londra și Cardiff, constituind un focar internațional de cercetări de medicină minieră. Programul de cercetări se va desfășura în cadrul a patru departamente și anume : maladiile miniere, condițiile de mediu din mină și corelatia lor cu starea sănătății, aspectele fiziologice în minele de cărbuni si statistica sanitară. Noul institut va fi plasat în clădiri noi care împreună cu laboratoare și ateliere vor fi date în folosință în anul 1968.

* * * **O nouă combină de săpare.** Colliery Engineering, **44,** nr. 521, iulie 1967, p. 253.

Noua combină, echipată cu un organ de tăiere rotativ, este împinsă în front cu ajutorul unor cilindri hidraulici. Fiecare avans permite excavarea a 6 m^3 rocă ; organul de tăiere este împins pe front cu o forță de 100 t. În spatele organului tăietor, pereții galeriei circulare sînt menținuți cu ajutorul unui cuvelaj metalic mobil. Unul din principalele avantaje ale noului tip de combină constă în faptul că ea permite executarea de galerii și tunele în marile orașe, fără a deranja traficul și alimentarea cu apă și energie a acestora.

Dawies, A. W. **Abatajul frontal fără oameni (partea II).** Colliery Engineering, **44,** nr. 521, iulie, 1967, p. 254—262.

Dintre utilajele de tăiere analizate din punctul de vedere al posibilităților de realizare a abatajelor frontale fără oameni, autorul amintește, folosirea în două mine a plugului tip Glapwell, care de fapt este o combinație între un trepaner și o lamă de

plug în spatele trepanereului. Ca alte modernizări se citează realizarea constructivă a organului tăietor al unor trepane. Plugul Alpeton cu o lungime de 2,7 m dispunînd de o articulație în zona mediană este format din două lame plasate la un unghiu de 90°, una tăind în front, iar cealaltă colectînd materialul tăiat, deoarece pătrunde în cărbune la culcușul acestuia. În general noile utilaje, experimentate pentru eliminarea omului din abatajele frontale, se compun din combinații diferit dispuse de trepane și pluguri de construcții diferite, care au rolul de a asigura încărcarea cărbunelui tăiat de trepan pe transportor.

La unele trepane s-a adus o serie de modernizări, cum ar fi montarea a două stabilizatoare hidraulice, cu ajutorul cărora se poate controla mai bine nivelul de tăiere. Alteori pentru menținerea trepanului în poziție de tăiere, în cărbune, în fața acestuia pe o lamă de plug se plasează doi stîlpi hidraulici pentru îngreuiare. Pentru viitor se consideră că mașinile de abataj trebuie în așa fel construite încît să asigure, încărcarea întregului volum de cărbune tăiat.

* * * **Platformă mobilă de lucru pentru exploatarea cu abataje cameră înalte.** Colliery Engineering, **44,** nr. 521, iulie, 1967, p. 265.

O nouă variantă a macaralei tip Kiwi și-a găsit utilizare într-o serie de mine de gips, pentru realizarea unui utilaj capabil de a lucra sub tavan la înălțime mare. Ansamblul este montat pe un tractor Ford 5 000, ceea ce îi asigură o mare maniabilitate. Platforma de lucru permite perforarea de găuri de mină, încărcarea cu exploziv, montarea de ancore sau căptușire, în cariere cu înălțimi de pînă la 4,2 m.

Holman, R. C. **Procedeul de împușcare de netezire la săparea galeriilor.** Colliery Engineering, **44,** nr. 521, iulie, 1967, p. 266—271.

Procedeul de împușcare de netezire a căpătat o largă extindere în ultimii 10 ani, la diverse genuri de lucrări de excavații. Principalele avantaje ale acestui procedeu sînt: asigurarea unui profil perfect în cursul săpării, roca din fața frontului și din jurul lucrării rămîne relativ nederanjată sub influența șocului împușcăturilor succesive, volumul redus de muncă pentru finisarea profilului, ceea ce îmbunătățește condițiile de tehnica securității și de susținere.

Aplicarea acestui procedeu la săparea galeriilor se face ținînd seama de trei factori importanți, comparativ cu procedeele clasice de împușcare și anume:

— condițiile de lucru ale explozivului sînt mult mai grele si ca atare trebuie avută în vedere o mărire a densității de încărcare;

— diametrul găurilor fiind mic, el impune reducerea încurcăturilor și mărirea preciziei la perforarea găurilor;

— pentru a menține pereții galeriei în plane paralele cu axa acesteia cît mai mult posibil, lungimea găurilor folosită în schema de împușcare este limitată.

În continuare se prezintă experimentările efectuate de firma de utilaj minier Holman împreună cu uzinele de explozivi ICI Nobel, în granit. Găurile de netezire s-au forat orizontal la distanțe de 30 cm între centre, cu o lugime de 2,4 m și diametrul de 42 mm. Aceste găuri se încărcau cu două cartușe de 200 mm lungime și 27 mm diametru din explozivul Polar Ammon Gelatine Dinamit, urmate de 14 cartușe de 100 mm lugime și 18 mm diametru plasate în lungul unui fitil detonant tip Cordtex. Ultimii 60 cm s-au burat cu argilă.

* * * — **Sondeză pentru cariere.** Colliery Engineering, **44,** nr. 521, iulie, 1967, p. 270.

Sondeza Joy Champion poate fora găuri verticale sau înclinate pînă la 30°. Instalația este montată pe șenile și dispune de un aparataj hidraulic ce permite o perfectă aliniere a găurilor.

Această sondeză poate fora găuri cu diametre variind de la 156 la 192 mm, lungimi de maximum 45 m, cu o turație a sapei de 27—142 rot/min, la o apăsare de aproximativ 3 000 kg/cm².

* * * **Săparea unei galerii cu mașină de încărcat pe pneuri.** Colliery Engineering, **44,** nr. 521, iulie, 1967, p. 278.

Galeria cu o secțiune de 4,2 × 3,0 m, susținută în arce metalice, se săpa prin împușcare cu o schemă de 20 găuri de mină, amorse cu capse milisecund, în salturi de 2,1 m.

Pentru încărcare s-a folosit o mașină tip Eimco-803 montată pe pneuri și prevăzută cu siloz basculant posterior. Viteza de circulație a acestei mașini este de 3,6 mile/h, dispunînd de o mare maniabilitate. Evacuarea se realiza cu ajutorul unui transportor cu bandă și se continua cu vagonete de 6 t. Ciclul cu o durată totală de 6 h și 15 min se compunea din: 75 min — perforare, 75 min — încărcarea explozivului și împușcare; 150 min încărcare și 75 min susținere.

Săparea s-a organizat în trei schimburi cu o echipă de cîte trei oameni în fiecare schimb, asigurînd o productivitate a muncii de circa 5 m³/post.

* * * **Expoziția minieră de la Moscova.** Colliery Engineering, **44,** nr. 521, iulie, 1967, p. 279—287.

Dintre exponate se prezintă pupitrul electronic de control al unei mine tip AEI, combina trepaner-suveică, combina cu tambur, cadrele păsitoare tip Wild Husky, tren siloz cu transportor de deversare, combina cu tambur tip ABJ-D de 150 CP cu comandă automată, cadrele de susținere Dobson, transformator mobil cu răcire cu aer în construcție antigrizutoasă, tubul venturi Olin pentru aerajul locurilor de muncă, locomotive Diesel de 6 t în construcție antigrizutoasă, sistem electronic de control al funcționării transportului cu benzi etc.

Korzekwa, T. M. **Studiul semireducerii unui minereu de fier.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **60,** nr. 663, iulie, 1967, p. 789—794.

Ca urmare a experienței cîștigate prin prepararea unui minereu hematitic cu conținut de șamozită, prin metode gravitaționale, flotare, hidrociclonare, separare electrostatică, concentrare magnetică, tratament chimic și prăjire magnetizantă, autorii studiază aspectele economice ale unora din aceste procedee.

Ca bază s-a pornit de la o cercetare extensivă de laborator privind aspectul mineralogic și posibilitățile de eliberare a mineralelor de fier. Reducerea parțială și prepararea în laborator s-a practicat atît pe minereu mărunt cît și pe minereu bulgări. Minereul redus s-a concentrat magnetic, iar concentratele de material mărunt s-au brichetat. Se dau detalii asupra gradului de reducere și separare și cele referitoare la eliminarea fosforului. În încheiere se comentează corelația dintre încercările de laborator și cele la scara pilot.

Din minereu cu 64,3% Fe și 1,08% P se obține în final 24 % în greutate brichete cu 72,9% Fe și 0,55% P. Semireducerea se apreciază ca fiind singurul procedeu capabil de a obține concentrate cu peste 70% Fe. Produsele semireduse se constată că prezintă o mai mare rezistență la reoxidare decît produsele complet reduse.

* * * **Valorificarea unui zăcămînt de molibden.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **60,** nr. 663, iulie, p. 807—814.

Zăcămîntul situat în zona de sud a Columbiei Britanice a fost pus în valoare în anul 1966 la o capacitate de 400 t/zi. El are o grosime de 66—135 m și conține 0,4% MoS_2. Unul din corpurile mineralizate se exploatează în carieră în trepte de 7,5 m înălțime, cu ajutorul explozivilor.

Uzina de preparare și tratament metalurgic a prezentat o investiție specifică de 4 000 dolari/t capacitate zilnică.

* * * **Exploatarea unui zăcămînt de fier.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **60,** nr. 663, iulie, 1967, p. 815—818.

Zăcămîntul de magnetită este localizat în porfire, fiind valorificat în vederea livrării de concentrate de fier siderurgiei japoneze. El se întinde pe o suprafață de 600 × 1 500 m², avînd o înclinare de 70° și o grosime de 9—30 m.

Producția de 4 000 t/zi se realizează prin metoda cu galerii de subetaj, folosind găuri lungi de 21—36 m, forate, cu o productivitate de 60 m/om perforator și schimb și o folosire a găurii de 6,6—7,0 t/m de gaură. Consumul de explozivi este de 0,15 kg/t, iar necesarul de posturi la perforare și împușcare este de 8,3 h om/1 000 t, iar productivitatea muncii pe întreprindere, inclusiv prepararea, este de 40 t/post.

Lauzon, M. **Ridicarea aerofotogrammetrică a unor cariere de azbest.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **60,** nr. 663, iulie, 1967 p. 819—821.

Ridicările aerofotogrammetrice la aceste cariere se execută în mod regulat, începînd din 1958, transpunîndu-se în hărți topografice la scara 1:600 cu curbele de nivele trasate la intervale de 60 cm. Pe baza acestor hărți se calculează volumele exploatate și se planifică producția.

Ținînd seama de mărimea și complexitatea exploatării, acest sistem s-a dovedit a fi cel mai ieftin, precis și rapid. Se subliniază faptul că în cele trei cariere se deplasează anual 11 mil. t minereu și steril. Caracteristicile zăcămîntului impun menținerea în exploatare simultană a cîte opt trepte, menționîndu-se că în unele zone nu se pot efectua ridicări topografice obișnuite datorită imposibilității accesului.

Scrimgeour, J. **Automatizarea și controlul în industria minieră în prezent și în viitor.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **60,** nr. 663, iulie, 1967, p. 822—830.

Autorul prezintă evoluția succesivă a mecanizării, măsurarea, controlul automat, sistemele centrale de operativitate, controlul programat, controlul cu ajutorul calculatoarelor electronice și în încheiere face o ierarhizare a calculatoarelor folosite în controlul desfășurării proceselor și în conducerea procesului.

În domeniul industriei minere, cea mai largă aplicare a acestor tehnici s-a făcut în uzinele de ciment care sînt descrise mai detaliat. În încheiere se discută o serie de aspecte privind justificarea economică a controlului centralizat, a celui automatizat și al celui realizat cu ajutorul calculatoarelor electronice.

Cole, J. Y. și Johnson, J. D. **Metodele de încărcare și transport la o exploatare de minereu de zinc.** The Mining Engineer, **126,** nr. 83, august, 1967, p. 725—738.

Zăcămintele de la Knox și Jefferson Countres sînt cele în care sînt amplasate cele mai mari exploatări de zinc din S.U.A. Exploatarea se realizează la adîncimi cuprinse între 100 și 540 m. Sfaleritul este plasat în calcare și dolomite, zăcămîntul avînd o grosime de 1,8—18 m și înclinare de 0—25°. Minele sînt deschise prin puțuri cu secțiune circulară, iar exploatarea se face prin metoda cu camere și stîlpi. Galeriile au secțiuni de 3,6 × 3,6 și de 5,1 × 4,2 m² săpate cu ajutorul explozivilor, folosind în acest sens amestecul de azotat de amoniu și motorină. La săpare evacuarea se face cu vagonete navetă, acționate cu Diesel cu care la o distanță de 300 m se realiza o productivitate a muncii de 28,7 t/post.

În cazul exploatării unei capacități reduse și folosind mica mecanizare se realizează o productivitate în subteran de 14 t/post, iar la capacitate ridicată și mecanizare complexă se ajunge la 32 t/post.

Welsh, J. **Excavarea rocilor la suprafață cu ajutorul explozivilor.** The Mining Engineer, **126,** nr. 83, august, 1967, p. 755—761.

Autorul prezintă o serie de utilaje moderne mobile de perforare a găurilor descendente în cariere. În ceea ce privește explozivii folosiți, se practică pe scară largă folosirea amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină, ceea ce a impus reproiectarea schemelor de împușcare, funcție de natura rocii și de granulația solicitată. O atenție deosebită se acordă aplicării la limitele carierei a procedeului de împușcare de netezire în diferite variante.

Sweatman, T. R. ș.a. **Folosirea analizelor cu fluorescență în raze X la determinarea conținutului de staniu în minereuri și concentrate.** Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, **76,** nr. 729, august, 1967, p. 149—153.

Determinarea cantitativă a staniului în ilmenit, monazit și în concentratele de wolfram, zircon și casiterită s-a efectuat cu ajutorul analizei prin fluorescență în raze X, iar rezultatele s-au comparat cu cele obținute prin metodele chimice umede în trei laboratoare independente.

Procedeul de analiză include, pe lîngă măsurarea normală a intensității fluorescenței, determinarea directă a coeficeintului absorbției de masă a probei la radiația fluorescentă și a rezultat că aceasta poate fi aplicabilă probelor cu variații largi de conținut: 0,66—77% Sn.

Precizia acestei metode de analiză se poate compara cu procedeul iodometric de analiză, folosit în multe laboratoare chimice.

Galla Gher, M. J. **Determinarea molibdenului, fierului sau titanului în minereuri și în roci cu ajutorul unui analizor portativ de fluorescență în raze X.** Transaction of the Institution of Mining and Metallurgy, **76,** nr. 729, august, 1967, p. 155—164.

Sursa de radioizotopi este cadmiul-109 și fierul-55 care excită cu ajutorul razelor X sursele de molibden și titan. Conținutul de fier va fi excitat de o sursă de tritiu-zircon-plutoniu-238.

Filtrele balansate sînt folosite în mod normal pentru selecția energiei, dar razele X nefiltrate pot constitui o măsură directă a conținutului de fier și titan.

Precizia determinărilor pentru un grup de probe cu conținuturi reduse de metal de 0,02—0,03% MoS_2, 0,5—2,0% Fe și 0,2—1,0% TiO_2 este de 95%. Precizia este influențată de variațiile datorate înregistrării statistice numai în probele cu conținutul redus de titan și molibden.

* * * **Westfield — carieră de cărbuni din Anglia.** Mining and Minerals Engineering, **3**, nr. 8, august, 1967, p. 290—299.

În cea de a doua parte a prezentării acestei cariere se insistă asupra tehnologiei de lucru cu explozivi. Inițial s-a folosit amestecul simplu de azotat de amoniu și motorină, dar datorită pătrunderii apei în găurile de sondă s-a trecut la folosirea unor suspensii sensibilizate cu trinitrotoluen și ulterior la suspensii sensibilizate cu nitroglicerină. Compoziția acestor suspensii este 70% azotat de amoniu, 33% nitroglicerină și nitroglicol absorbite pe celuloză, 17% azotat de sodiu și 6—10% pastă de făină ca suport pentru apă. Amestecul se încarcă în saci de polietilenă de cîte 50 kg. Uzina locală de pregătire a suspensiei este deservită de patru oameni sub conducerea unui chimist responsabil cu operația de împușcare pe carieră. Această mică uzină face și experimentarea fiecărui lot de pregătire, realizînd o producție de 3 000 kg/zi. Prețul de cost al noului exploziv este de două ori mai mare decît cel al amestecului de azotat de amoniu și motorină, dar permite o reducere importantă a volumului de foraj. Proporțiile rețetei pot fi modificate pentru a stabili tipul optim de exploziv pentru fiecare tip de rocă.

Stamm, J. **Locomotivă de mină pentru trenuri navetă, cu instalație pentru comandă de la distanță,** Schlägel und Eisen nr. 7/8, 1967.

La trenurile navetă apar de obicei dificultăți legate de trecerea locomotivei la capătul opus al convoiului de vagonete. Dacă se hotărăște și permite împingerea trenului, scade viteza de circulație și apare obligația de a trimite pe jos un observator în fața convoiului.

Pentru îmbunătățirea acestor condiții s-a experimentat o locomotivă creată special pentru trenuri navetă, care poate fi telecomandată de un așa-zis vagonet de comandă, legat la capătul opus al trenului.

S-a realizat astfel o siguranță mai mare a transportului pe galerie, o mai ușoară manipulare și economie de personal.

Schulz, G. G. **Recuperarea economică a susținerii articulate din două elemente, în galeriile de abataj.** Glückauf, nr. 18, 1967.

La o exploatare din nordul bazinului Ruhr au fost executate cercetări cu scopul de a stabili cu ce fel de aparataj și în ce condiții pot fi recuperate economic armăturile unui preabataj. Calculele s-au făcut pentru mai mult de 21 km de preabataj susținut cu cadre articulate cu două elemente (Moll) cu arce de 2,2—2,5 m și 2,2/2,5 m. S-a stabilit valoarea medie a susținerii care urma să fie răpită și aceasta a fost comparată cu suma cheltuielilor avute cu răpirea, cu salariile personalului, amortizarea utilajului, energia etc.

Rezultatul acestei analize a fost că, la diferite variante de susținere și lungimi de galerie, trebuie preferate anumite categorii de aparate de răpire și că, în condițiile date, apar azi cazuri cînd răpirea susținerii nu este economică.

Claes, F. **Costul lucrărilor de perforare și împușcare la săparea galeriilor.** Glückauf, nr. 18, 1967, p. 885—889.

Se analizează costul lucrărilor de perforare și împușcare pentru a oferi o bază aprecierilor privitor la eficacitatea economică a folosirii combinelor de săpat galerii. Cercetarea efectuată pe căi analitice a dus la următoarele rezultate :

La un profil de peste 10 m², în galerii săpate în steril și în cazul împușcării cu explozivi ordinari, costul lucrărilor de perforare și împușcare variază, după natura rocii, între 9,50 și 16,00 DM/m³ de excavație ; în aceleași condiții, la folosirea explozivilor antigrizutoși, costul variază între 13,00 și 20,50 DM. În galeriile săpate pe strat, costurile variază după grosimea stratului, la cărbune tare între 10,50 și 14,00 DM/m³, iar la cărbune moale între 7,50 și 12,50 m³. Aceste cheltuieli sînt de 3 pînă la 4 ori mai mari decît cele la care se ajunge în baza calculului sumar practicat la exploatări.

Costurile analizate mai sus ale lucrărilor de perforare-împușcare cuprind numai o parte a diferenței de cheltuieli care există între săparea galeriilor cu combine și cea cu împușcare. Compararea economicității este cazul să se extindă însă și asupra altor aspecte. Dintre acestea o importanță deosebită o are avansarea mai rapidă a galeriei și zdruncinarea mai puțin pronunțată a rocilor înconjurătoare.

Hoormann, W. și Hager, M. **Organe de evacuare din silozuri — solicitare, exigența, dimensionarea, tipuri.** Aufbereitungtechnik, nr. 10, 1967, p. 521—537.

În articol se dă o privire generală asupra organelor de evacuare din silozuri de la cele mai simple pînă la cele mai perfecționate. Se arată exigențele ridicate astăzi față de aceste organe, ca rezistență la căderea materialelor în siloz, pornirea sub sarcină maximă, debitul continuu și cît mai uniform, evitarea înfundărilor, oprirea promptă a evacuării, evitarea degajării de praf.

Urmează înșirarea tipurilor uzuale cu avantajele și dezavantajele fiecăruia, precum și limitele de capacitate realizate în prezent.

Se relevă silozurile cu fantă de evacuare inelară care, față de cele cu evacuare centrală, au avantajul că fac ca materialul care a intrat primul să iasă primul.

Wehmeier, K. H. **Transportoare cu bandă în tehnica preparării.** Aufbereitungtechnik, nr. 10, 1967, p. 538—548.

Transportoarele cu bandă pot satisface din ce în ce mai multe exigențe datorită introducerii inserțiilor din fire sintetice și din oțel și datorită altor perfecționări. Transportorul cu bandă cel mai lung în funcțiune are lungimea de 4 575 m. Cu viteze de 6 m/s se realizează debite pînă la 20 000 t/h, iar puterea instalată la o bandă a atins 3 600 kW. Cu benzi avînd came de 200 mm înălțime se pot transporta materiale pe o înclinare de 70°.

Pe lîngă rolele fixe se aplică mult „ghirlande" de role care datorită elasticității lor menajează banda.

Pentru menținerea în ax a benzii de cauciuc rolele laterale ale unei stații de role se confecționează cu o conicitate de 1—2°. În același scop rolele inferioare se fac din cîte două role în albie cu un unghi de 10—15°.

Se mai dau detalii privind acționarea, întinderea și alimentarea benzilor, curățirea lor de material lipit, pasarele pentru benzi, transportoare mobile și transportoare materiale fierbinți.

Trawinski, H. **Stadiul de dezvoltare cel mai recent în domeniul tehnicii centrifugelor și hidrocicloanelor la Achema 1967.** Aufbereitungstechnik, nr. 9, 1967, p. 476—483.

La Achema 1967 s-a expus o mare varietate de centrifuge care se pot clasifica în centrifuge de filtrare, centrifuge de sedimentare și separatoare (care

separă două lichide). Industria minieră este interesată numai în primele două categorii.

Dintre centrifuge se relevă un tip nou la care coșul are un ax înclinat la 7° față de axul principal și este acționat printr-un excentric cu 100 rot/min. Coșul se învîrtește cu 600 rot/min și în același timp se clatină de 100 ori. Datorită mișcării de clătinare turta este răsturnată mereu și desecată mai bine.

Dintre hidrocicloane s-au remarcat cele confecționate dintr-o masă plastică — Vulkollan — foarte rezistentă contra abraziunii. Seria cuprinde tipuri de la 10 pînă la 300 mm Ø care la presiunea de 2 at au capacități de la 0,2 la 120 m^3/h și dimensiuni de separare între 5 și 100 μ.

Köhling, R. **Probleme și tendințe de dezvoltare în prepararea huilei în Germania apuseană.** Schlägel und Eisen, nr. 7/8, 1967, p. 239—245.

În concurența cu alți purtători de energie industria carboniferă caută să satisfacă cerințele beneficiarilor. O măsură importantă în acest sens este uniformizarea produselor care se realizează prin omogenizarea cărbunilor bruți supuși spălării.

În același timp se caută soluții pentru reducerea degradării granulometrice a cărbunilor.

Zețajul s-a dezvoltat prin evacuarea „liniștită" a produselor grele și prin mărirea capacității mașinilor pînă la 500 t/h pe unitate. Separatoarele cu mediu dens tip tambur rotativ au atins și debite de 1 000 t/h. Sortarea pneumatică se afirmă din nou pentru reducerea umidității produselor.

În domeniul flotației se mărește capacitatea specifică prin aplicarea rotoarelor în colivie și a rotoarelor cu discuri oblice.

Se face o scurtă privire asupra realizărilor automatizăii în domeniul controlului și reglării instalațiilor de preparare.

Tendința generală indică o dezvoltare în sensul simplificării tehnologiei și al măririi capacității. Pe lîngă puține preparații pentru satisfacerea cerințelor speciale se prevede existența unor „monospălători" care vor produce un singur sort finit, spre exemplu combustibil pentru centrale termice.

Kröll, K. **Uscătoare cu aer de transport.** Aufbereitungstechnik, nr. 6/7, 1967, p. 312—321 și 357—364.

Uscătoarele cu aer de transport servesc pentru uscarea materialelor pulverulente, granuloase sau în formă de așchii în stare de zbor într-un curent de aer cald sau de gaze arse. Materialul este numai cîteva secunde în contact cu agentul termic, în caz de nevoie însă poate fi trimis în repetate rînduri prin spațiul de uscare sau poate fi mișcat pe căi spirale.

Se arată legile după care se poate calcula puterea necesară pentru transportul pneumatic al materialului solid granulos. Puterea necesară se compune din puterea pentru mișcarea curentului de gaz neîncărcat, cea necesară pentru accelerarea curentului de material solid introdus, ridicarea curentului de material, reaccelerări ale curentului de material după coturi și acoperirea pierderilor de energie.

Se calculează coeficientul de transmitere a căldurii de la gaz la granule de material solid.

O serie de condiții specifice determină imposibilitatea de a dimensiona exact un uscător numai prin calcule teoretice. Aceste calcule pot da cel mult valori orientative. Dimensionarea exactă trebuie făcută pe baza unor încercări în condiții apropiate de practică.

Uscătoarele cu aer de transport sînt de tipuri foarte diferite. Cele mai cunoscute transportă materialul în timpul uscării în cîmpul gravitațional, altele în cîmpul de forțe centrifuge. Separarea materialului uscat de aer se face de obicei prin cicloane. Pentru completarea efectului de separare se folosesc multicicloane, filtre cu saci sau filtre electrice.

Popa, A. **Metode de explotare folosite în minele de cărbuni ale Văii Jiului și posibilități de îmbunătățire a acestora în viitor.** Bergakademie, nr. 8, 1967.

Bazinul carbonifer al Văii Jiului este centrul de greutate al producției de cărbune din România, deoarece aici se găsesc în parte cărbuni cocsificabili. Situația geologică complicată a dus la o rămînere în urmă a tehnologiei de exploatare față de unele țări producătoare de cărbune. Sînt indicate măsuri considerate necesare pentru o exploatare mai economică în condițiile speciale existente în bazinul Văii Jiului.

Fenk, J. **Determinarea repartizării tensiunilor în pilier prin măsurarea elasticității peretelui găurii de mină.** Bergakademie, nr. 8, 1967.

La determinarea capacității de cedare a peretelui găurii de mină, la diverse adîncimi în pilieri de sare, cu ajutorul transmițătorului transversal al firmei Maihak, se pot stabili procese sistematice, din care pot fi trase concluzii în legătură cu repartizarea tensiunilor în pilierul de rocă. Pot fi identificate o zonă de sfărîmare, o zonă a curgerii fără fisurare și o zonă a comportării elastice a pilierului.

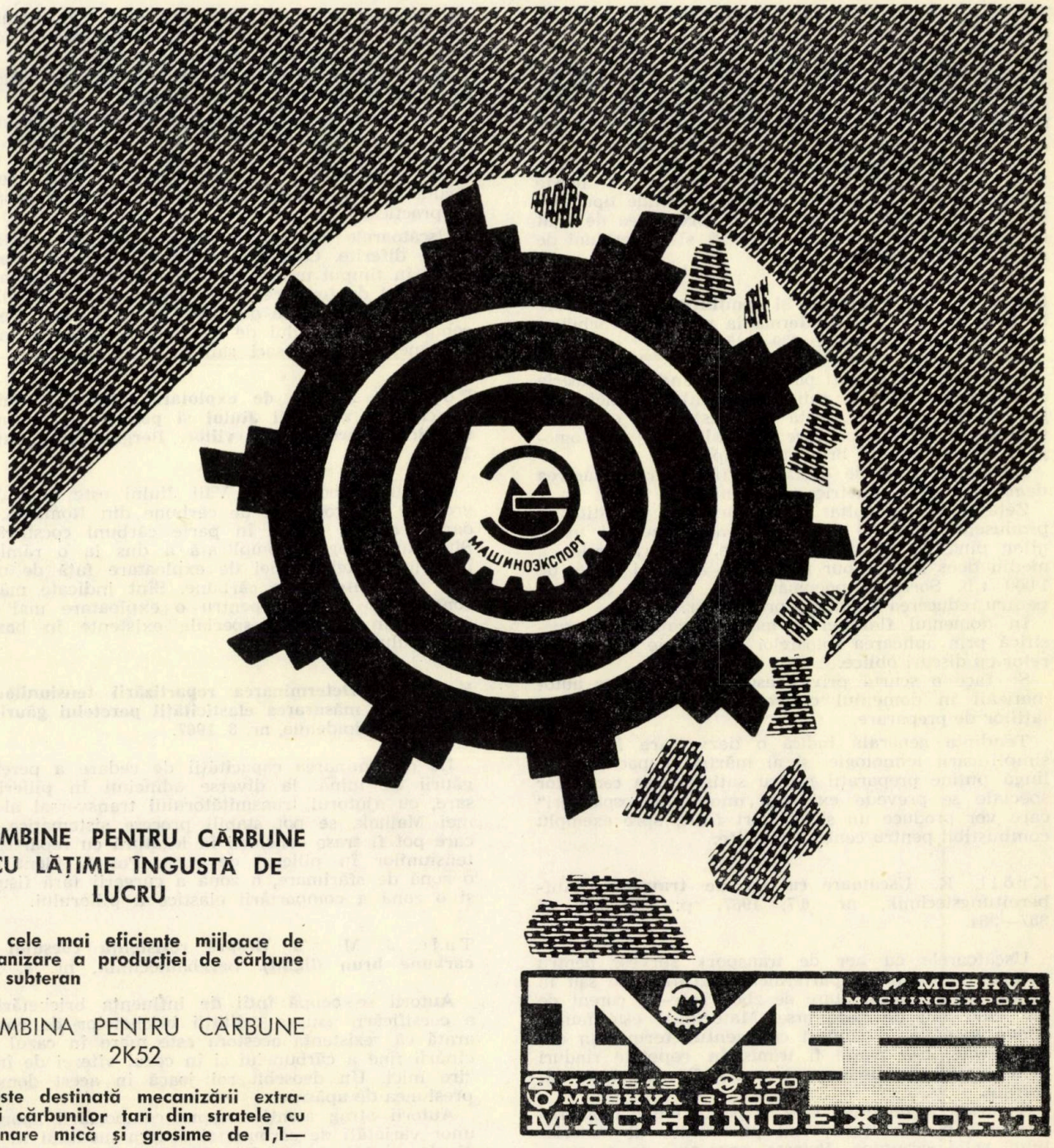
Tajc, J. M. ș.a. **Despre rezistența cocsului din cărbune brun (lignit).** Bergbautechnik, nr. 8, 1967.

Autorii se ocupă întîi de influența brichetării și a cocsificării asupra calității brichetelor de cocs și arată că rezistența acestora este mare în cazul măcinării fine a cărbunelui și în cazul vitezei de încălzire mici. Un deosebit rol joacă în acest domeniu presiunea de apăsare.

Autorii atrag atenția asupra comportării aparte a unor varietăți de cărbune și asupra modului în care acestea aglomerează. Se citează exemple, din care rezultă că proprietatea de a da un cocs rezistent variază foarte mult la diferite calități de lignit.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacția și administrația, București, Calea Victoriei nr. 109, Sectorul I telefon 15. 15. 40. Revista este editată de Oficiul de documentare și publicații tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administrația revistei. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala Sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informația" str. Brezoianu 23—25, București, c. 5095

43413



COMBINE PENTRU CĂRBUNE CU LĂȚIME ÎNGUSTĂ DE LUCRU

sînt cele mai eficiente mijloace de mecanizare a producției de cărbune din subteran

COMBINA PENTRU CĂRBUNE 2K52

— este destinată mecanizării extragerii cărbunilor tari din stratele cu înclinare mică și grosime de 1,1—2,0 m ;

— lucrează de pe rama transportorului șerpuitor potrivit schemei de suveică ;

— are organul de execuție în formă de șnec, care se reglează potrivit grosimii stratului, fără oprirea mașinii;

— lucrează cu succes atît în complexul cu susținere individuală, cît și cu susținere mecanizată.

COMBINA PENTRU CĂRBUNE KȘIK

— este destinată mecanizării producției de cărbune din stratele cu înclinare mică cu grosime de 1,4—3,0 m ;

— este prevăzută cu organ de execuție în formă de șnec, reglabil, potrivit grosimii stratului ;

— asigură extragerea mecanizată a nișelor de la capetele abatajelor frontale.

COMBINA PENTRU CĂRBUNE IK101

— este destinată mecanizării extragerii cărbunelui din abatajele stratelor cu înclinare mică în grosime de 0,75—1,2 m ;

— asigură reglarea lină, potrivit grosimii stratului și comanda în mers, potrivit hipsometriei,

COMBINE PENTRU CĂRBUNE TEMP (UKRIK) și KOMSOMOLET

— sînt destinate mecanizării tăierii cărbunelui de orice tărie în abatajele frontale din stratele cu înclinare mare (45—90°) în grosime de 0,43—2,2 m ;

— se construiesc cu acționare electrică și pneumatică ;

— se completează cu utilaj pentru mecanizarea operațiilor principale și ajutătoare.

Rugăm a adresa cererile de oferte pe adresa :

B/O МАШИНОЭКСПОРТ, СССР,
Москва, В-330 Телекс 170

MOSHVA
MACHINOEXPORT
44 46 13 170
MOSHVA G-200
MACHINOEXPORT

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIX Nr. 3 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Ф о д о р , Д. *Некоторые замечания относительно работы и производительности экскаваторов.*

Автор приводит в статье классификацию экскаваторов, применяемых на карьерных разработаках месторождений, указывая параметры их работы, способ функционалирования при выемке породы, установление размеров забоя, аналитический расчет производительности и область использования главных типов экскаваторов.

Ревиста Минелор, XIX, 1968, но. 3.

Н о ж к и н, Н. и Т е о д о р е с к у, К. *Предварительная дегазация угольных пластов посредством гидравлического растрескивания их в скважинах, пробуренных с поверхности.*

Авторы излагают и анализируют вопрос применения новой технологии дегазации пластов при гидравлическом растрескивании посредством бурения с поверхности.

Ревиста Минелор, XIX, 1968, но. 3.

Д о г а р у, М. *Вклад в научное обоснование технологического процесса эксплуатации каменной соли посредством скважин.*

В статье рассматривается процесс управляемого растворения соли посредством скважин и устанавливаются математические соотношения между наблюдением и контролем.

Ревиста Минелор, XIX, 1968, но. 3.

Т о м у ш, И. и д р. *Новые методы предотвращения очагов пожара на шахте Валя Жиулуй и борьба с ними путем распыления или нагнетания раствора хлористого кальция в смеси с глиной.*

Описываются условия применения этих методов и полученные результаты.

Ревиста Минелор, XIX, 1968, но. 3.

ИЗОБРЕТЕНИЯ

РЕЦЕНЗИИ

НОВОСТИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

F o d o r, D. *Betrachtungen hinsichtlich des Baggerantriebes und dessen Leistung.*

Im Aufsatz bringt der Verfasser eine Tagebaubaggerklassifikation, mit Beschreibung der funktionellen Parameter, sowie der Antriebsweise bei Gewinnungsarbeiten, der Abbaustossbemessung, der analytischen Produktivitätsberechnung und des Anwendegebietes der Baggerhaupttypen.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

N o j k i n, N. und T e o d o r e s c u, C. *Vorentgasung der Kohlenflöze durch hydraulische Rissbildung aus von der Oberfläche ausgeführten Bohrungen.*

Die Verfasser beschreiben und analysieren das Problem der Anwendung eines neuen Entgasungsverfahrens der Flöze durch hydraulische Rissbildung mittels Oberflächenbohrungen.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

D o g a r u, N. *Beiträge zur wissenschaftlichen Festlegung des Salzgewinnungsverfahrens durch Bohrungen.*

Der Aufsatz behandelt das gesteuerte Auslaugen des Salzes durch Bohrungen und setzt mathematische Beobachtungs- und Überprüfungsrelationen fest.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

T o m u ş, I. u. a. *Neue Methoden zur Verhütung von Brandnestern, Verfahren, die in Jiutal erfolgreich angewendet werden.*

Die Verfasser beschreiben die Ursachen der Brandnesterentstehungen in den Gruben aus dem Jiutal und deren Bekämpfung durch Zerstäubung oder Einspritzung einer Lösung vom Kalziumchlorid mit einem Tongemisch. Es werden die Ausführungsbedingungen und die erzielten Ergebnisse beschrieben.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

ERFINDUNGEN

REZENSIONEN

NACHRICHTEN

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Fodor, D. *Considération sur la commande et la productivité des excavateurs.*

Dans cet article l'auteur présente une classification des excavateurs utilisés dans l'exploitation à ciel ouvert, en indiquant les paramètres fonctionnels, le système de commande à l'abatage des roches, la détermination des dimensions du front de taille, le calcul analytique de la productivité et le domaine d'application des principaux types d'excavateurs.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

Nojkin, N et Teodorescu, C. *Là dégazéification préalable des veines de charbon par fissuration hydraulique à partir des trous de sonde forès du jour.*

Les auteurs présentent l'analyse d'un nouveau procédé technologique pour la dégazéification des veines par fissuration hydraulique à l'aide des trous de sonde forés du jour.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

Dogaru, M. *Contributions au fondement scientifique du processus technologique d'exploitation du sel gemme par trous de sonde.*

L'article traite du processus de dissolution du sel gemme par trous de sonde, établissant les relations mathématiques nécessaires au contrôle et à la vérification de l'exploitation.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

Tomuș, I. et autres *Nouveaux procédés de prévention des feux de mine en poche appliqués avec succès dans le bassin de Valea Jiului.*

Leus auteurs exposent les causes qui provoquent l'apparition des feux en poche dans les charbounages de Valea Jiului, ainsi que les moyens de les combattre par qulvérisation on injection d'une solution de chlorure de calcium mélangée d'argile. On indique les conditions d'application et les résultats acquis.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

INVENTIONS

COMPTES-RENDUS

NOUVELLES

DOCUMENTATION

CONTENTS

Fodor, D. *Considerations on the operation and productivity of escavators.*

The author presents a classification of excavators used in open-cast mining, giving their working parameters, their rock cutting means, the size of the working face, the analytic calculation of productivity and field of aplication for the principal types of escavators.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

Nojkin, N. and Teodorescu, C. *Anticipated degasing of coal beds, by hydraulic fissuring, through borings from the surface.*

The authors present and analyse the application of a new technology of degasing coal beds by hydraulic fissuring through borings from the surface.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

Dogaru, M. *Contributions to scientific substantiation of the technological process of salt extraction through borings.*

The author describes the process of controlled dissolving of the salt by borings, establishing mathematical relations of supervision and checking.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

Tomuș, I. a. o. *New preventive methods against nest-fires, applied with success in the Jiu Valley*

The author explain the factors leading to nest-fires at the Jiu Valley collieries and means of combat by pulverising or injecting a solution of calcium chloride mixed with clay. The paper describes the woeking method and results obtained.

Revista Minelor, XIX, 1968, nr. 3.

INVENTIONS

REVIEWS

NEWS

DOCUMENTATION

1883

MINISTERUL MINELOR

DIRECȚIA GENERALĂ DE PROSPECȚIUNI ȘI EXPLORĂRI MINIERE

Întreprinderea de prospecțiuni și laboratoare I.P.L. București B-dul N. Titulescu nr. 85-87

— Execută lucrări de cercetări geologice (prospecțiuni geologice, geofizice și geochimice) pentru descoperirea zăcămintelor de minereuri auro-argentifere, neferoase, de fier, sare și nemetalifere, cărbuni etc., precum și pentru majorarea volumului de rezerve ale zăcămintelor în extinderea actualelor exploatări.

— Execută studii geologice de sinteză și expertize geologice.

— Contractează separat lucrări de măsurători geofizice, analize chimice, mineralogice și spectrografice, studii hidrogeologice, ridicări topo și triangulații.

— Execută asistență geologică pe bază de contracte cu beneficiarii executanți de lucrări geologice.

— Execută lucrări de explorare prin furaje de adîncime medie (geologice și hidrogeologice), precum și prin lucrări miniere de suprafață și în subteran (șanțuri, puțuri, galerii, suitoir și lucrări speciale).

— Execută lucrări de construcții minire, pe baza proiectelor puse la dispoziție de beneficiari.

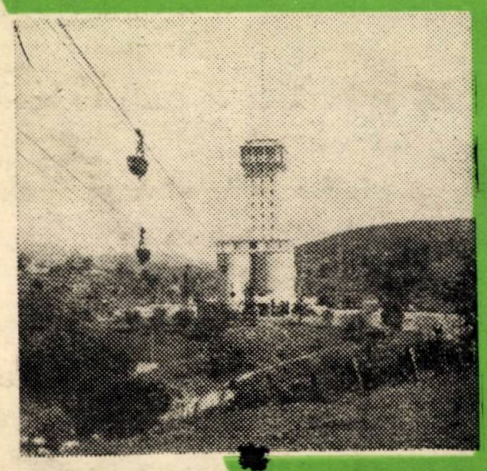
— Activitatea întreprinderii **se extinde în toate regiunile țării și în străinătate,** pe bază de convenții sau contracte încheiate cu părțile interesate.

Pentru realizarea oibectivelor urmărite, întreprinderea este dotată cu laboratoare de analize chimice, mineralogice, spectrografice și constante fizice, sectoare de prospecțiuni geologice, geofizice (carotaj electric și radioactiv, măsurători de deviație, cavernometrie, termometrie, electrometrie și magnetism), geochimie, hidrogeologie, topografie și cartografie, precum și utilajele necesare executării lucrărilor de explorare.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRES DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

COMBINATUL CARBONIFER

VALEA JIULUI



Puțul de extracție

Aninoasa Sud

E. 1433

4

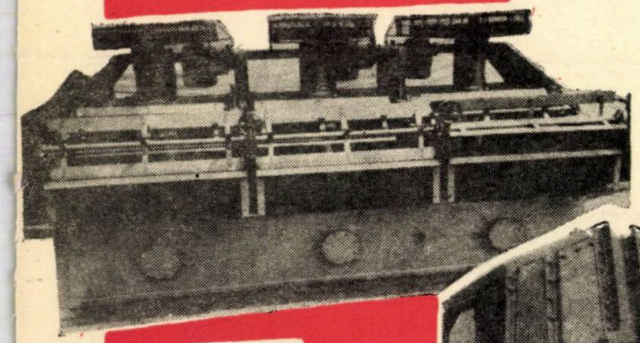
VOLUMUL XIX

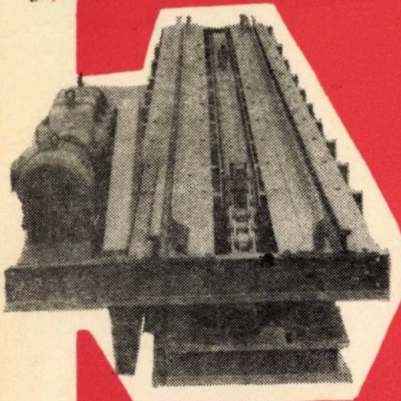
1968

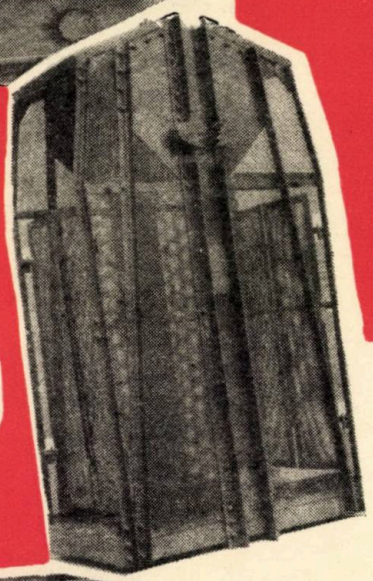
APRILIE

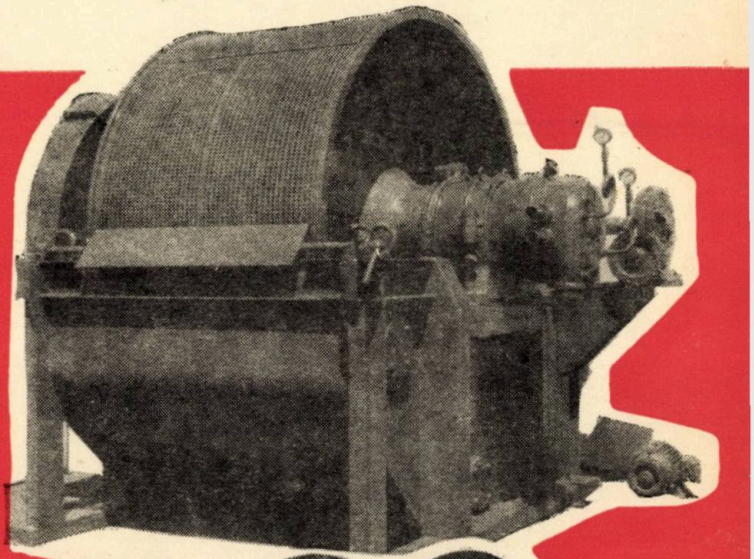
REVISTA MINELOR

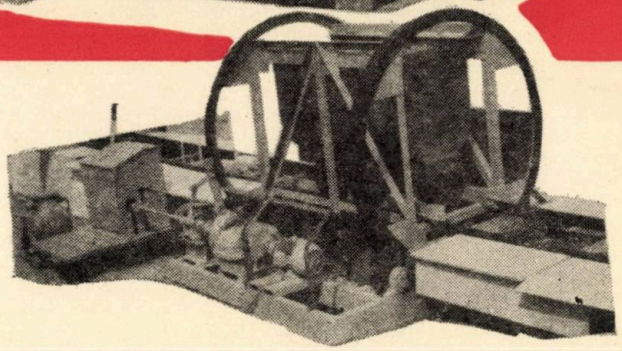
UZINA MECANICĂ DE MAȘINI ȘI UTILAJ MINIER BAIA MARE

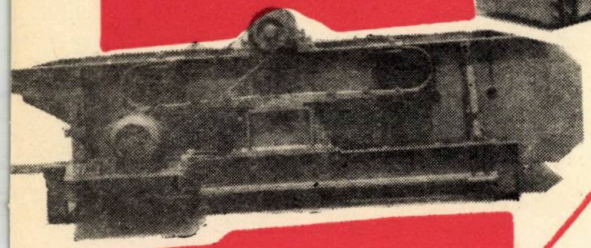


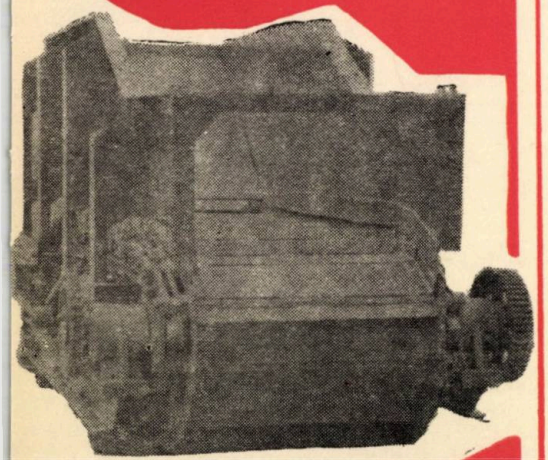












Produce

— **Filtru vid de 5 m²,** folosit la prepararea pe cale umedă a minereurilor neferoase, se execută în două variante: de 5 m² și 10 m², suprafață de filtrare;

— **Culbutor rotativ electric semiautomat** utilizat la descărcarea vagonetelor de mină, se execută în trei variante în funcție de dimensiunile vagonetului și locul de lucru;

— **Colivie de extracție tip AC,** executată în 17 variante, în funcție de secțiunea puțului de mină pe care se face transportul;

— **Ciur tip IPROMET** pentru sortarea mecanică prin ciuruire a minereurilor feroase și neferoase, precum și a pietrei în carierele de piatră;

— **Lanț de apropiere** pentru apropierea vagoneților în jurul rampei puțului de extracție a minelor;

— **Alimentator cu plăci metalice,** folosit la dozarea minereului sub buncăre;

— **Celulă flotare 2,8 m³,** folosit la concentrarea minereurilor neferoase prin procedeul de flotare.

UZINA MECANICĂ DE MAȘINI ȘI UTILAJ MINIER BAIA MARE, str. Baia Sprie nr. 170

OPSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRES DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1963

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 4 1968

Cuprinsul

Dijmărescu, I.	**Noutăţi în hidrotăiere pe cale mecanizată . . . . .**	133—142
Iliescu Lucia şi Dima, S.	**Cercetări privind recuperarea molibdenului din unele concentrate cuprifere din ţara noastră . . . . .**	143—149
David, B., Filip, Gh. şi Tătaru, S.	**Comportarea unor schimbători de ioni fabricaţi în ţara noastră în condiţiile hidrometalurgiei uraniului (II)**	150—153
Gotz, A., Mihalka, Şt., Ioniţă, I. şi Toth, Z.	**Monsmeditul — un nou mineral de taliu de la Baia Sprie . . . . . .**	154—159
NOTE		
Mircescu, Gr.	**Posibilităţi de valorificare în industria siderurgică a resurselor interne de mangan . . . . . .**	160—161
* * *	**Bazinul de săruri de potasiu din Congo (Brazzaville). .**	162—163
INVENŢII-INOVAŢII		
RECENZII		
DOCUMENTARE		
CĂRŢI TEHNICE		
CRONICĂ		

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

MINERALIMPORTEXPORT offers a varied range of highly appreciated mining products such as:

- Salt for the chemical industry
- Cooking salt
- Natural bitumen in various grades
- Feldspar
- Bentonite used in: foundries, drilling, bleaching
- Manganese ore
- Pyrites: floatation and in lumps
- Pyrite ashes
- Diatomite used for chemical fertilizer
- Quartz: powder and in lumps
- Mica: in flakes or ground
- Ground chalk
- Barite
- Dolomite
- Talc
- Peat, fertilizer for flowers

Mineralimportexport

PLEASE MIND YOU:
MINERALIMPORTEXPORT
3 Colonadelor St ● Bucharest-Romania
Telegraphic address: Mineralimportex
Telex: 339

E1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 4 1968

NOUTĂŢI ÎN HIDROTĂIERE PE CALE MECANIZATĂ

Ing. I. DIJMĂRESCU

Pe măsura progresului tehnic, în minerit majoritatea muncilor grele au fost mecanizate total sau parţial.

Această mecanizare a folosit succesiv energia aburului, a aerului comprimat, electrică, iar în ultimele decenii atenţia cercetărilor din industria minieră este îndreptată spre folosirea energiei hidraulice creată în lichid cu ajutorul unor agregate speciale — pompe sau gaze ca produs de explozie.

Ca domeniu de folosire a energiei hidraulice pentru mecanizarea muncilor grele, se poate considera : hidrotăierea rocilor şi hidrotransportul substanţelor minerale ca fiind cele mai importante pentru minerit.

Atît hidrotăierea cît şi hidrotransportul cantităţilor de substanţă minerală prezintă avantaje tehnice şi economice fapt ce a dus la punerea lor în aplicare pe scară industrială în majoritatea ţărilor cu tehnică minieră avansată. În momentul de faţă există mine unde tăierea şi transportul substanţelor minerale utile se efectuează complet hidromecanizat.

Hidroextracţia cărbunelui în subteran are la bază folosirea energiei apei sub presiune pentru dislocarea substanţelor minerale utile din zăcămînt, încărcarea ei şi transportul de la abataj pînă la suprafaţă.

Acest principiu stă la baza unei noi forme a mecanizării complexe a extracţiei de cărbune cu ajutorul energiei hidraulice, adică bazele hidromecanizării în industria minieră.

În baza acestor considerente hidromecanizarea se poate analiza separat pentru cele două laturi ale sale :

— hidrotăierea,

— hidrotransportul.

În articolul de faţă ne vom opri numai asupra aspectelor noi ale *hidrotăierii.*

Tehnologia lucrărilor de tăiere a rocilor din masiv cu ajutorul hidromecanizării este simplă şi reduce considerabil numărul complexelor de operaţii ce trebuie efectuate, în raport cu procedeele clasice.

Desprinderea unor substanţe din masiv cu ajutorul energiei hidraulice a fost limitată datorită absenţei unei tehnici capabile să dezvolte presiuni înalte necesare dislocării rocilor de duritate mare.

Astfel, hidrotăierea a fost folosită cu rezultate apreciabile pentru îndepărtarea rocilor moi şi dezagregate, în exploatările la zi, cu ajutorul unui jet de apă sub o presiune de 20 ÷ 80 at şi un diametru al ajutajului între 50 ÷ 110 mm.

De asemenea, procedeul şi-a extins domeniul de aplicabilitate la roci tari şi chiar la tăierea huilelor dintr-un strat cu compoziţie petrografică diferită şi rezistenţe diferite, folosindu-se un jet cu o presiune de 250 at şi cu diametrul ajutajului de 4 mm.

Debitul mare de apă face neaplicabile metodele amintite în cazul cînd rocile din culcuş se umflă în prezenţa apei, acest lucru ducînd la micşorarea posibilităţilor de extindere a procedeului în lucrările miniere.

Cercetătorii minieri şi-au îndreptat în momentul de faţă atenţia spre înlăturarea neajunsului amintit cît şi spre extinderea domeniului de hidrotăiere la roci foarte dure şi chiar la metale, prin crearea unui jet de apă ale cărui particule au o viteză supersonică, capabile de a dezvolta presiuni pe suprafaţa de impact pînă la 10 000 at, iar diametrul ajutajului este sub 1 mm.

Cercetările sînt în fază de laborator, iar rezultatele obţinute dau indicii că în viitor această metodă extinsă la faza industrială va înlocui total dislocarea mecanică şi cu explozivi a rocilor în subteran, înlăturînd pericolul îmbolnăvirii de silicoză şi cel al exploziilor metanului.

Redăm în continuare efectele fundamentale ale izbirii jetului de rocă, determinate pe baza

experimentărilor cu un jet la viteză de peste 1 000 m/s.

Jeturile sau picăturile de apă proiectate la viteză înaltă pot deforma şi străpunge cele mai dure materiale la locul izbirii. Acest lucru a fost demonstrat prin avaria produsă pe suprafaţa de contact a rachetelor şi avioanelor care zboară cu viteze supersonice prin furtuni [Fyall 1962 — 1966] şi prin eroziunea paletelor turbinei ce se rotesc cu viteză supersonică în aburi umezi (Caldwel 1966).

Din aceasta, apare deci logică afirmaţia că dacă un jet de înaltă viteză poate deforma un material de rezistenţă dinamică la compresiune de aproximativ 25 000 kg/cm² ca cel din care se construiesc rachetele, avioanele sau paletele turbinelor, acelaşi jet poate rupe pe o scară mare roci a căror rezistenţă la compresiune este de 500 ÷ 4 000 kg/cm².

Experienţele efectuate de Farmer şi Attwell în perioada 1963 — 1965 arată că la viteze ale jetului de peste 500 m/s se obţin cratere adînci în roci cu forţă compresivă sub 1 000 kg/cm² şi penetraţii importante în roci mai dure.

Considerăm interesant de reţinut existenţa a două căi prin care un jet de apă poate fi utilizat pentru a rupe roci dure.

El poate fi utilizat să zdrobească arii localizate pe o suprafaţă semiinfinită a unei roci, erodînd succesiv roca (efectuarea unei găuri) cu un grad scăzut de eficienţă, sau poate fi utilizat să inducă forţe de tracţiune reflectate la perimetrul suprafeţelor apropiate de zona de izbire, acesta producînd ruptură pe o cale rezonabilă (sfărîmarea directă a rocilor).

Experienţele au fost efectuate producîndu-se jeturi cu durate scurte (0,3 s) la o viteză medie de 900 m/s, cu ajutorul unui amplificator cu cîmp de acţionare restrîns.

Amplificatorul folosit în experimentări constă din două camere (fig. 1) din care într-una (camera de joasă presiune) este admis aerul comprimat la înaltă presiune, obţinut de la un compresor cu frînă pneumatică Armstrong şi care pune în acţiune pistonul care forţează apa conţinută în camera doua (de înaltă presiune) să iasă prin duză.

Volumul camerei cu presiune joasă este de 4,6 l şi volumul total al apei ieşite este de 0,36 l. Aerul care pune în mişcare amplificatorul este înmagazinat în cinci recipienţi cu un volum total de 32,8 l.

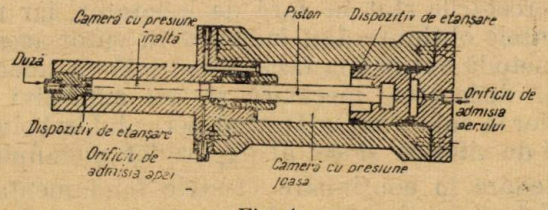


Fig. 1.

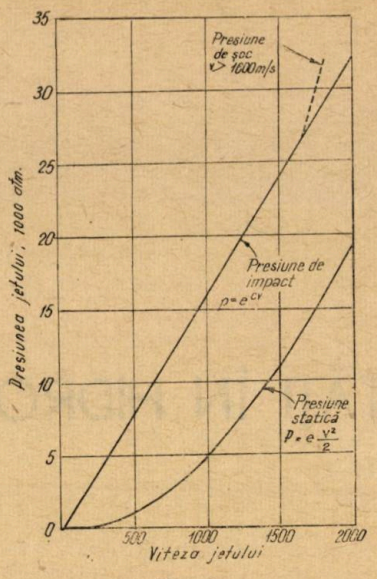


Fig. 2.

Vitezele medii ale jetului în jur de 900 m/s au fost măsurate proiectînd jetul pe o placă de cupru, conectată la un osciloscop şi o baterie de 6 V, curentul trecînd prin jet spre pămînt în timpul curgerii.

Efectele fundamentale ale izbirii picăturilor de apă sau ale jeturilor de apă au fost cercetate de diverşi cercetători (Engel 1955 — 1959; Bowden şi Brunton 1961; Bowden şi Field 1964; Brunton şi Field 1966), care au arătat că atunci cînd în mod normal un jet de apă izbeşte o suprafaţă plană, presiunea de izbire P_i este dată de ecuaţia :

$$P_i = e^{c \cdot v} \qquad (1)$$

unde :

e este densitatea lichidului;

c — viteza valului de compresiune în lichid (1 600 m/s pentru apă);

v — viteza jetului.

Conform figurii 2, presiunea de izbire este destul de mare pentru a depăşi rezistenţa la compresiune a celor mai dure materiale.

Este evident că la viteze mai mari efectul distrugător va creşte datorită faptului că în jeturile supersonice valul de compresiune tinde să se propage ca un val de şoc cu viteză mărită, iar erodarea creşte în proporţie de puterea patra a vitezei (Haucox şi Brunton 1966).

Presiunea de izbire este cu toate acestea un fenomen dinamic, avînd un timp total de creştere şi de declin de 2 — 3 μs (Brunton 1966), fluxul radial ce urmează şocului poate produce fracţionări ulterioare pe o suprafaţă aspră, iar presiunea în jet după şoc este redusă la o valoare echivalentă cu presiunea statică în jet P_s, fără

a se lua în seamă pierderea principală la descărcare :

$$P_s = e\frac{v^2}{2}, \qquad (2)$$

(simbolurile au aceleaşi semnificaţii ca la relaţia 1).

Acţiunea impulsivă a impactului unui jet pe o suprafaţă infinită induce în punctul de impact o undă emisferică de şoc care trece rapid de la forma plastică la dinamic —elastică.

Se poate considera că presiunile au o durată insuficientă pentru a exercita o influenţă asupra vreunei părţi a rocii cu excepţia punctului de impact.

Se impune deci căutarea de mijloace tehnice care să asigure o durată suficientă a jetului (jetul continuu sau cu intermitenţe de perioade dirijate).

Condiţiile matematice ale propagării undelor, conform acestui tip de impact, au fost rezolvate de Sauter (1950) şi extinse de Singh şi Hartman (1961), arătîndu-se că iniţial unda compresivă este urmată de unda secundară, care este proiectată din zona de impact lateral (fig. 3).

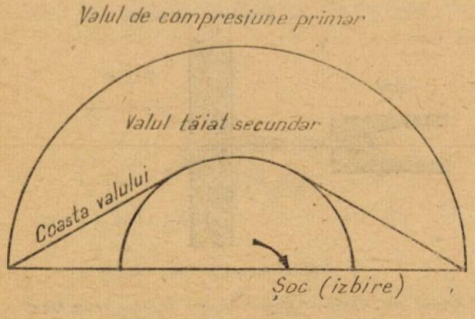
Coastele laterale ale valului rezultat din proiecţia undei secundare provoacă o lipsă de echilibru a forţelor pe suprafaţa liberă, ducînd la extinderea punctului de impact (lăţirea craterului).

Pentru realizarea unei fisurări mai mari, unda compresivă trebuie să fie reflectată, la limită, în forma unei unde de întindere, înainte ca presiunea ei să fi scăzut sub limita necesară pentru a întrece forţa de extindere a materialului.

Intensitatea presiunii maxime din punctul de impact poate fi obţinută din lucrările lui Duvall şi Petkoff (1959), care pleacă de la ipoteza analogiei dintre impactul jetului de apă şi detonaţia unei încărcături explozive pe o suprafaţă (Bowden şi Brunton 1961).

În acest caz presiunea maximă σ a undei compresive este dată de relaţia :

$$\sigma = KE\frac{r}{R}e^{-\frac{R}{r}} \qquad (3)$$



Fi . 3

unde :

E este modulul dinamic de elasticitate a materialului ;
R — distanţa radială de la zona de impact la unda de compresiune ;
r — raza jetului ;
e — constanta de absorbţie aproximativ egală cu 0,3 pentru orice rocă ;
K — constanta propagării care este invers proporţională cu E (Duvall şi Petkoff 1959).

Aşadar, presupunînd reflecţia totală a undei pe suprafaţa limită, fisurarea va avea loc, dacă forţa de întindere a rocii $S_T < \sigma$, în punctul de reflexie.

Aceasta înseamnă că fractura va fi produsă cînd :

$$\frac{S_T}{E} = \frac{K'}{E}\cdot\frac{I}{R_n}e^{-\beta R_B}, \qquad (4)$$

pentru un jet din zona cu viteză de impact constantă unde :

R_B este distanţa între punctul de impact şi limita cea mai apropiată cu stratul învecinăt ;
β — o constantă.

Poziţia punctului în care se va produce fisura va varia cu :
— tipul rocii ;
— direcţia de clivaj (linia de cea mai mică rezistenţă) ;
— prezenţa suprafeţelor slabe.

Se poate demonstra (Hosking 1953, Judd şi Huber 1961) că pentru rocile obişnuite, raportul $\frac{S_T}{E}$ are o valoare constantă, deci ecuaţia (4) se poate scrie sub forma :

$$S_a\frac{1}{L_R}e^{-\beta L_R}, \qquad (5)$$

indicînd că între rezistenţa rocii S şi dimensiunea maximă L_R a suprafeţei libere eliminată din rocă există un raport liniar.

Încercări de rupere a rocilor efectuate pînă în prezent

În figura 4 sînt redate rezultatele obţinute în fază de laborator cu ajutorul instalaţiei din figura 5.

Instalaţia cu duză dispusă la o distanţă de 2,5 cm a realizat o zonă de izbire cu un diametru 2,5 mm.

Încercările au fost efectuate pe :
— beton (forţa de compresiune 280 kg/cm²) ;
— gresie (forţă de compresiune 580 kg/cm²) ;
— marmură (forţa de compresiune 1 090 kg/cm²) ;

Fig. 4

— anhidrite (forţa de compresiune de 1 220 kg/cm²);
— granit (forţa de compresiune de 2 140 kg/cm²);
— granodiorit (forţa de compresiune 3 930 kg/cm²).

Forţa de compresiune a fost aleasă drept cel mai important parametru.

Rezultatele obţinute sînt redate în figura 6.

În ceea ce priveşte potenţialul energetic, se constată că pentru experimentări s-a cerut un randament energetic echivalent cu:

$3{,}7 \times 10^4$ kgm/tonă pentru beton şi
$4{,}8 \times 10^4$ kgm/tonă pentru gresie,

rezultate favorabile faţă de lucrul făcut de un exploziv obişnuit.

Încercări similare au fost efectuate şi de dr. ing. S. J. Leach şi Gl. Walker, care însă s-au axat, în special, pe studiul duzei şi al jetului.

Modelul duzei are un efect important asupra dezintegrării jetului şi deci asupra vitezei jetului la o oarecare distanţă de duză.

Cînd un jet este folosit la tăiat roci el va izbi o suprafaţă la o distanţă de duză. Studiile au fost făcute asupra presiunii de distribuţie şi a presiunii maxime pe care un jet o poate produce pe o suprafaţă perpendiculară pe ea.

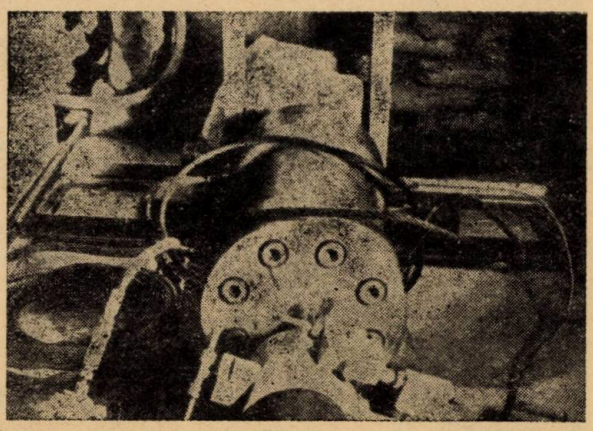


Fig. 5

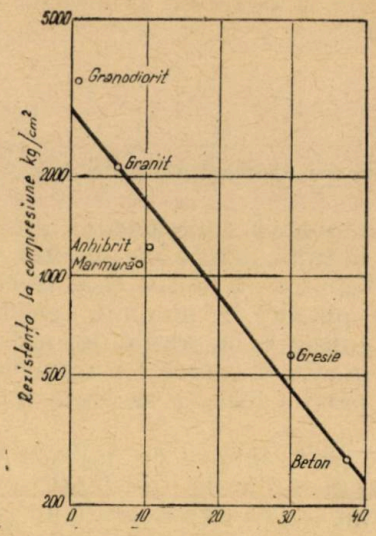


Fig. 6

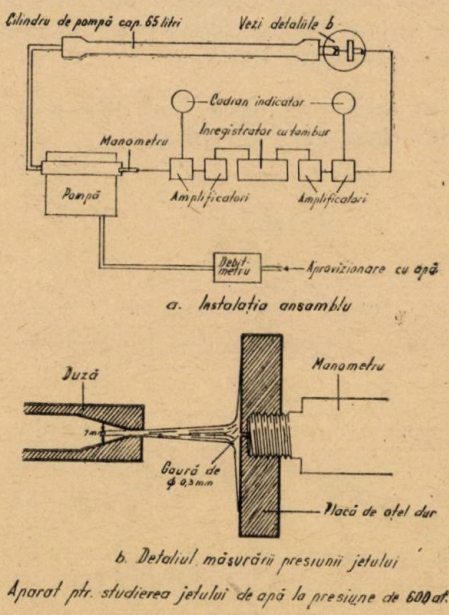
S-a măsurat, de asemenea, presiunea la fundul unui orificiu simulat, de tipul celui forat în rocă de jetul de apă.

Pentru experimentări s-au folosit două tipuri de utilaj experimental, o pompă de apă furnizînd presiuni peste 600 at (viteza jetului de 340 m/s) şi un amplificator hidraulic care creează presiuni peste 5 000 at (viteza jetului de apă peste 5 000 m/s).

Dispunerea generală a instalaţiei este redată în figura 7.

Pentru a reduce variaţiile de presiune în timpul funcţionării pompei şi pentru a se înregistra presiunea în spatele duzei s-a pus în serie un cilindru cu capacitate de 65 l.

În scopul determinării scăderii presiunii în axul jetului, funcţie de distanţa de la duză şi



Aparat ptr. studierea jetului de apă la presiune de 600 at

Fig. 7

pentru studierea presiunii pe o suprafață perpendiculară pe jet, un bloc din aliaj din oțel — argint a fost perforat cu un orificiu de 0,3 mm diametru și de 2,5 mm adîncime, în spatele căruia se montează un regulator de presiune,legat la un aparat triaxial, acționat de la distanță.

În experiențele pentru studiul tipului de duză, placa indicator a fost deplasată perpendicular pe jet de-a lungul unor diametre orizontale și verticale, pînă cînd s-a atins presiunea maximă.

Pentru studierea jetului de presiune peste 5 000 at s-a introdus un aplificator de presiune ce funcționează pe același principiu ca cel precedent și este redat în figura 8, avînd un raport de transformare de 12 : 1.

Prin fotografiere (fig. 9, *a*) s-a fixat mișcarea și redat unghiul de întindere al jetului cît și detaliile părții externe a scurgerii de apă.

Inima jetului de apă a fost fotografiată cu lumina difuză (fig. 9, *b*), si cu raze X (fig. 9, *c*).

Cînd jetul de apă sub presiune înaltă este observat cu ochiul liber, pare că se destramă complet într-un mănunchi fin la o distanță mică de la duză. Aceasta însă nu este confirmată de măsurătorile de presiune făcute cînd jetul izbește placa.

S-a încercat cu toate acestea să se obțină o imagine fizică a debitului cu fotografieri. În figura 10 sînt redate cazuri tipice de fotografii ale jetului, obținute la 130 și 600 at, pe baza cărora se poate trage o concluzie asupra co mponenței jetului. În centru există o porțiune care conține cea mai mare parte din masa apei (fig. 10, *c* și *e*), dar această porțiune nu este continuă decît în apropierea duzei (fig. 10, *b*).

În jurul acestei porțiuni centrale este dispus un mănunchi fin de apă, datorită căruia se se-

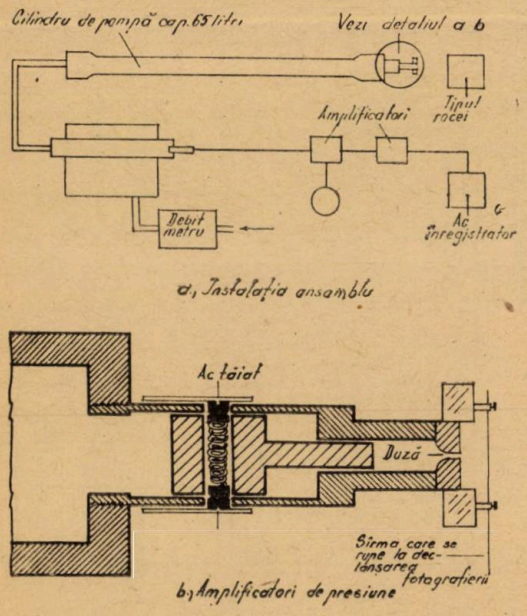


Fig. 8

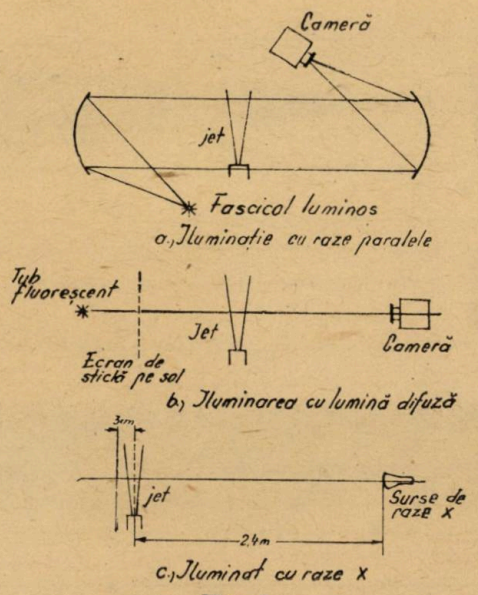


Fig. 9

sizează cu ochiul liber o falsă dezintegrare rapidă a jetului.

În mănunchiul fin pot fi văzute ligamente ca firul de păr, descrise de Castleman (1931).

Cînd presiunea în spatele duzei este mai mică, mănunchiul este mai puțin fin ca în figura 10 *a*, și 10, *d*, iar porțiunea centrală nu prezintă modificări ca în figura 10, *c*, și *e*.

Forma duzei

Raportul presiunii maxime la orificiul plăcii indicator față de presiunea pompei a fost măsurat pentru mai multe distanțe de la fiecare duză. În general s-a găsit că paralel cu creșterea distanței de la duză, presiunea înregistrată la placa indicator devine variabilă, ceea ce sugerează că porțiunea centrală a jetului nu este un curent continuu.

Variațiile de presiune observate iau naștere din izbirea particulelor izolate în porțiunea centrală a jetului de apă.

Această presiune a ciocanului de apă va fi mult mai mare decît presiunea constantă pentru viteza jetului de apă de 350 m/s (Brunton 1961, Jenkins, Booden 1960).

Nu s-a făcut nici o încercare de a se măsura presiunile ciocanului de apă pentru că inerția manometrului este prea mare (timpul de reacție este prea lung).

În figura 11 se face comparația a cinci orificii ale duzei de 1 mm diametru la o presiune a pompei de 600 at. Cele mai bune rezultate au fost date de forma *a* sugerată de Nikonov și Shavlovskii (1961), care a fost descoperită prin studiul formelor de duză pentru monitoarele hidraulice.

Duza *b* este un tub lung, rigid cu diametrul de 1 mm cu rezultate slabe.

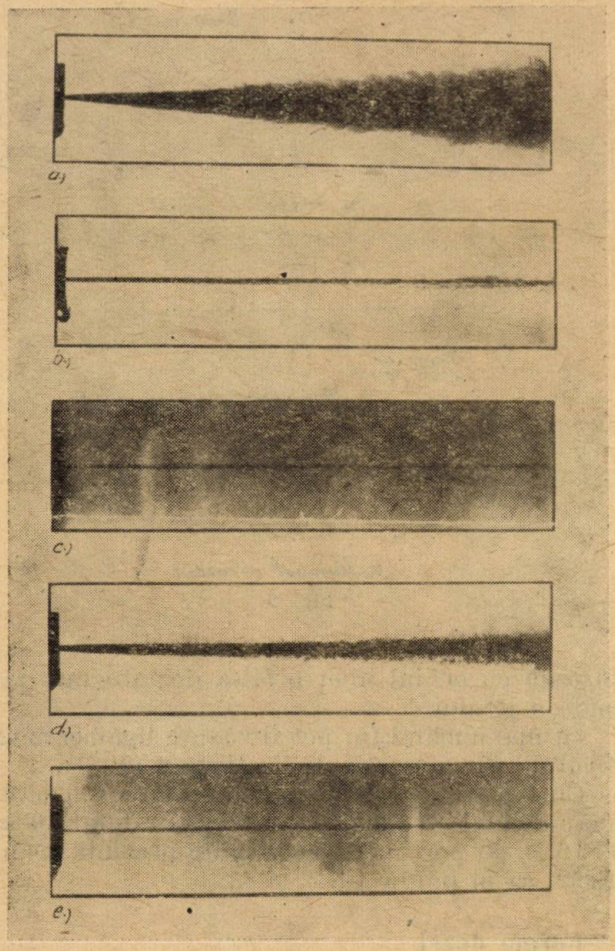


Fig. 10

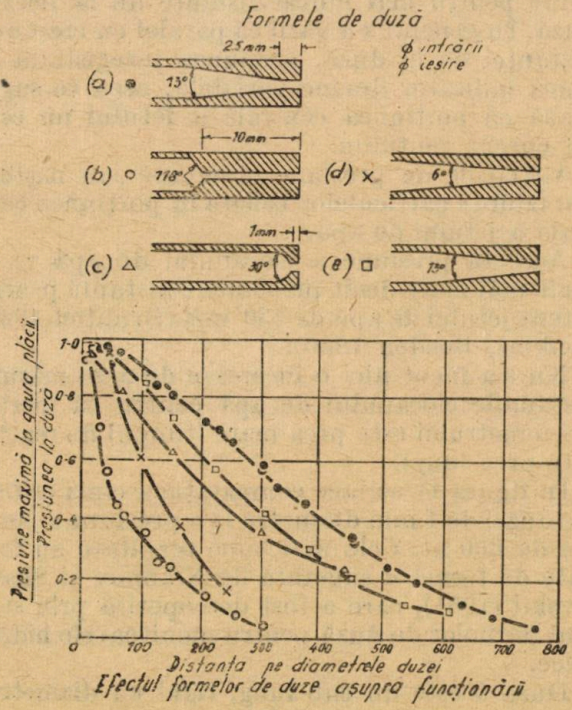


Fig. 11

Duza *c* a dat rezultate bune, iar forma a fost sugerată de Rouse, Aerce, Howe și Metzler 1952, care au găsit în mod empiric forma de duză care dă cea mai mică viteză a jetului de apă.

Duzele *d* și *e* erau conice fără o secțiune terminală dreaptă, rezultatele obținute cu conul de 13° au fost mai bune decît cu conul de 16° dar inferioare duzei *a*.

Figurile 12, *a*, *b* și *c* arată măsurătorile făcute cu 14 forme de duze, care erau toate de forma unei conicități, urmată de o secțiune de 3 mm lungime și un diametru de 1 mm.

Unghiurile la intrare în duza *x* variau de la 3 la 45°, cu și fără rotunjire a unghiurilor interioare ale duzei.

Duzele cu unghiuri interne ascuțite dau rezultate mai bune decît cele cu unghiurile rotunjite.

Efectul lungimii secțiunii finale drepte pentru o conicitate de 13° cu unghiuri ascuțite este redat în figura 13, de unde reiese distanța de la duză la punctul în care presiunea a scăzut cu 75%, în funcție de lungimea secțiunii drepte.

Fiecare punct de pe diagramă se referă la o duză diferită nu la măsurători repetate ale aceleiași duze. Cele mai bune rezultate sînt date de o porțiune dreaptă, lungă de aproape 3 mm.

Rezultatele obținute pentru o lungime egală cu zero erau nesigure, deoarece capătul duzei

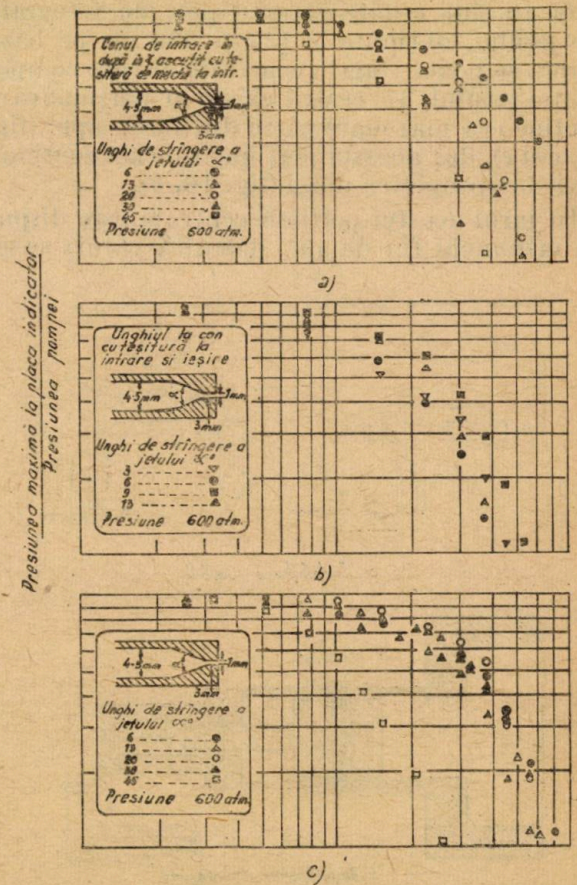


Fig. 12

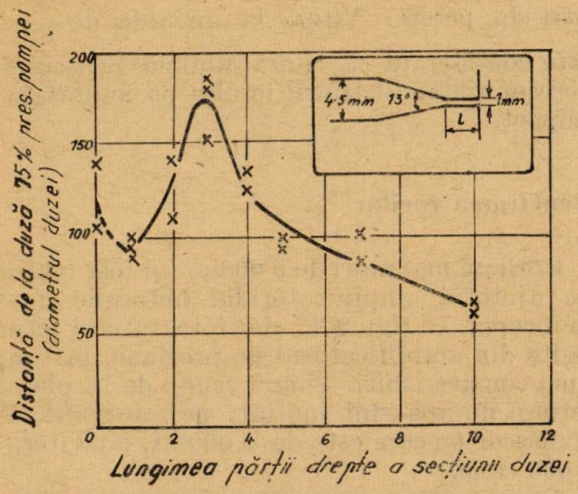


Fig. 13

arăta prezența uzurii la sfîrșitul măsurătorilor. Pentru toate celelalte duze studiate, aspectul duzei era neschimbat după folosire și nici o scădere în acțiunea ei nu a putut fi detectată după mai multe ore de folosire.

Din aceste experimentări putem trage concluzia că presiunea din spatele duzei rămîne neschimbată pe distanța de aproximativ 100 diametre de duză.

Pentru mai multe duze presiunea la această distanță era peste 80% din valoarea presiunii din spatele duzei.

Aceasta denotă că nu este necesar să fie adusă duza așa de aproape de suprafața rocii, deoarece uzura duzei prin izbirea de suprafață este aceeași.

Cea mai simplă formă de duză și care se comportă bine este un con cu unghi mic (6 la 20°) urmat de o portiune dreaptă cu lungimea de 2—4 ori diametrul duzei.

În figura 14 sînt redate rezultatele măsurătorilor efectuate cu mai multe forme de duze la 600 și la 130 at.

Experimentările au fost continuate punîndu-se în apă un detergent pentru modificarea viscozității, iar în figura 15 se arată efectul acestor condiții asupra presiunii pe axul jetului la 600 at, demonstrînd un efect îmbunătățit al funcționării duzei, pe distanțe de pînă la 200 diametru de duză.

Îmbunătățirea funcționării produsă de adaosul de aditivi se datorește comportării nenewtoniene a fluidului.

Cercetările sînt îndreptate spre studiul formelor de duză și al aditivilor fluizi, la viteza jetului de peste 1 000 m/s cînd efectele compresibilității pot deveni importante.

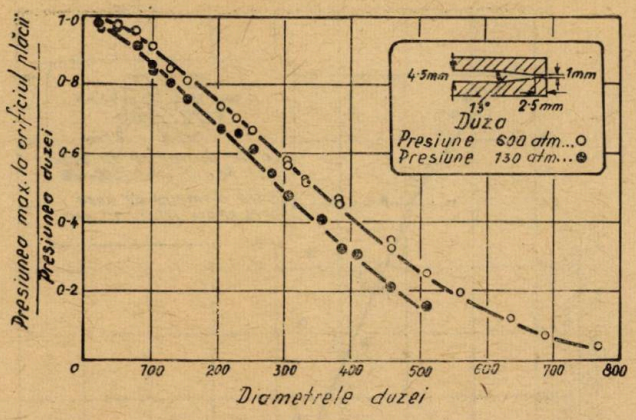


Fig. 14

Distribuția presiunii pe o suprafață perpendiculară pe jet

Cel mai simplu caz de folosire a jetului la tăiere este cel sub un unghi de 90° față de suprafața de impact, de la care fluidul se va împrăștia radiar deasupra plăcii din centrul de izbire. Jetul va exercita o presiune asupra plăcii care va fi asociată cu o presiune statică în exces față de presiunea înconjurătoare.

În centru presiunea va fi egală cu presiunea stagnantă a jetului. Presiunea jetului va scădea cu distanța de la centru pînă cînd presiunea periferică va ajunge la zero.

Calculele teoretice confirmate de practică au stabilit că regiunea în care presiunea este mare, este limitată de o rază R egală cu aproximativ $R = 2{,}6\ r$ unde r este raza jetului.

În figura 16 sînt redate rezultatele experimentale tipice, comparate cu curba teoretică pentru condițiile redate în diagramă.

Curba teoretică a fost utilizată de Seager și Simpson (1966) pentru a calcula distribuția șocului în spatele unei suprafețe plane infinite pe care se izbește un jet de apă, confirmînd că șocul principal este realizat de viteza jetului apro-

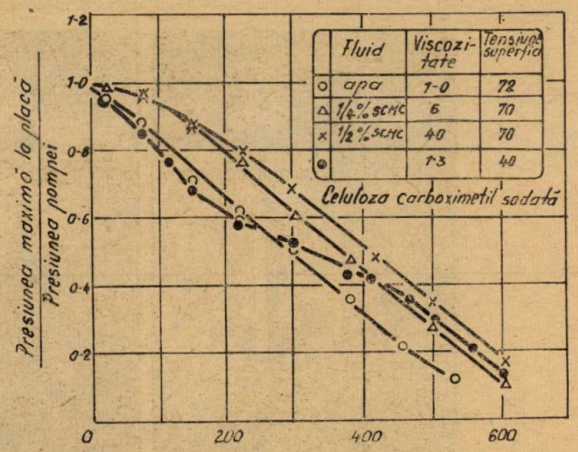


Fig. 15

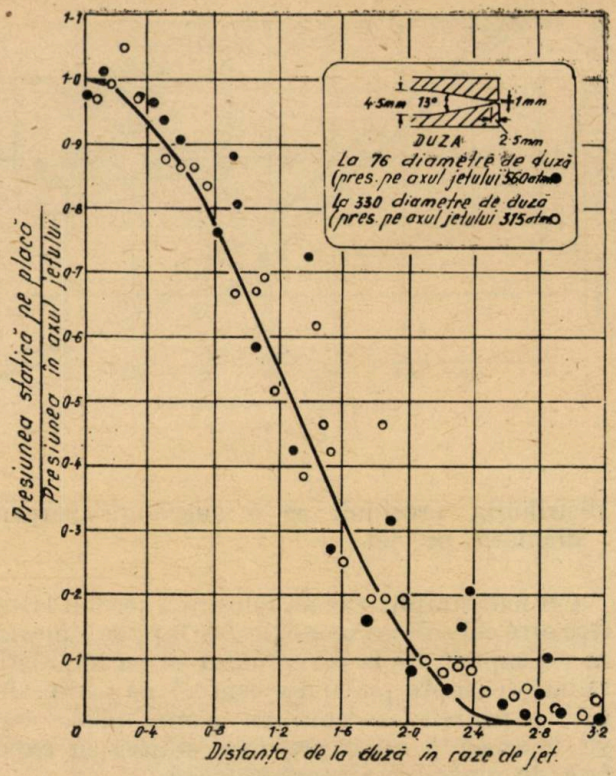


Fig. 16

piat de perete. Viteza la distanța de $\frac{R}{r} = 2{,}6$ este considerată ca viteză minimă pentru efect corespunzător al izbirii jetului pe suprafața de impact.

Penetrarea rocilor

Presiuni mai mari de 5 000 at au fost realizate cu ajutorul amplificatorului hidraulic descris la început. În figura 17 sînt fotografiate jeturile ieșite din amplificatorul de presiune, în timpul unei singure izbiri. Timpii scurși de la plecarea jetului de apă sînt indicați pe fotografii. Presiunea de trecere este de 5 000 at, iar viteza de 1 000 m/s.

În figura 18, sînt redate exemple tipice de avarie la gresia din Valea Darley produsă de 10 cm³ de apă la o viteză de aproximativ 1 000 m/s.

În figura 18, *a* se arată avaria cel mai des întîlnită și anume o gaură de 5 mm diametru și 2 cm adîncime.

În rare ocazii s-au produs fisuri mari (fig. 18, *b*) sau s-a format un crater mare superficial în același timp cu gaura cilindrică (fig. 18, *c*).

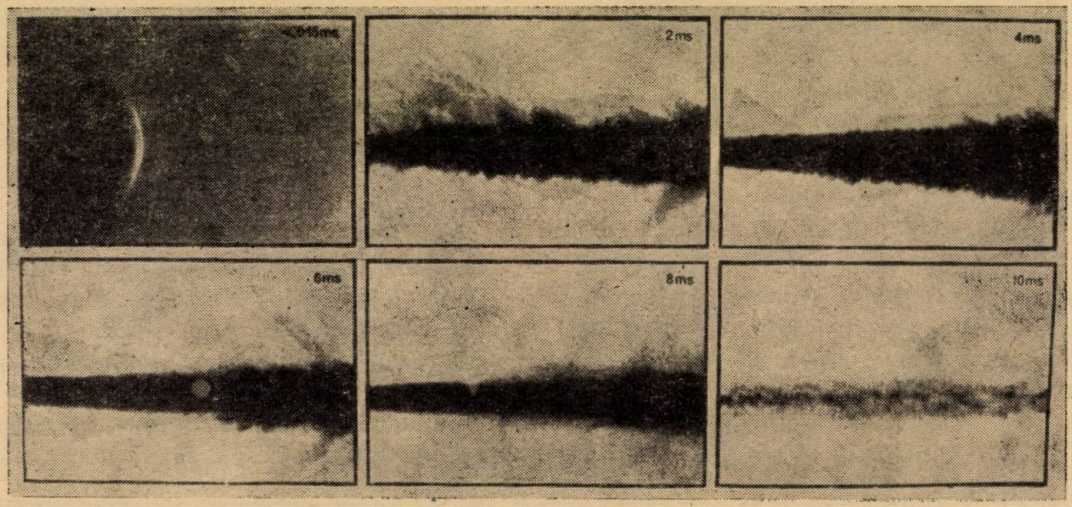


Fig. 17

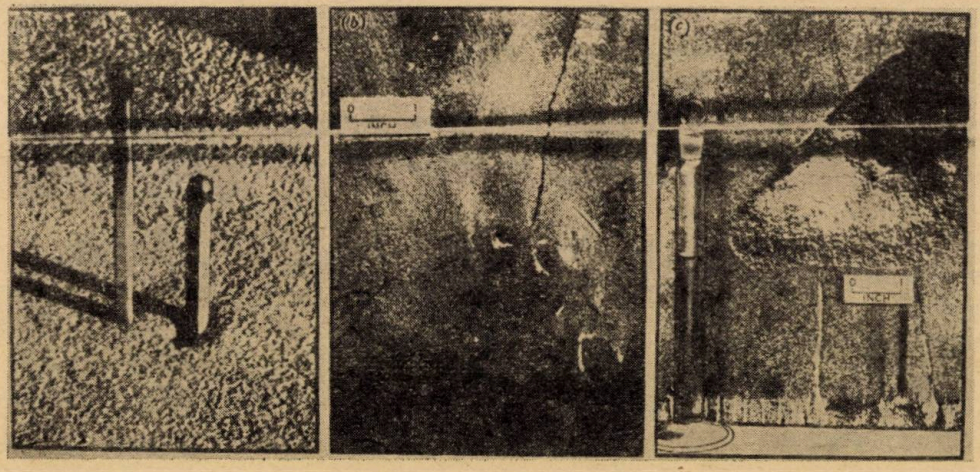


Fig. 18

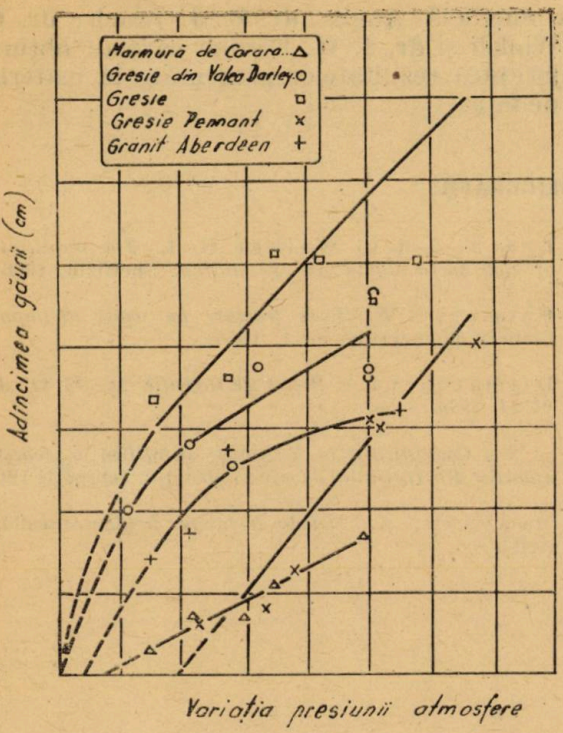


Fig. 19

Figura 19 arată măsurătorile variației adîncimii găurii cu presiunea, pentru cinci roci: gresie roșie, gresie din Valea Darley, granit de Aberdeen, marmură de Carrara și gresie de Pennant.

Încercările au demonstrat că pentru fiecare tărie de rocă există o presiune critică sub care pătrunderea însemnată a rocii nu are loc.

Pentru gresia de Pennant ea este de 2 000 at.

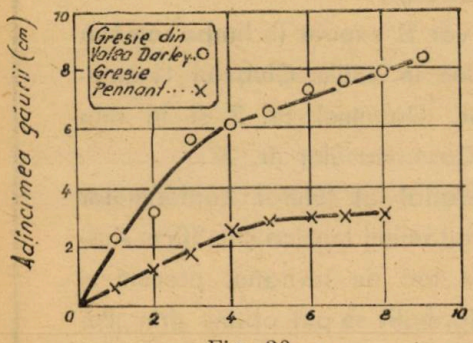


Fig. 20

În figura 20 se arată că adîncimea găurii crește o dată cu loviturile repetate ale amplificatorului în același punct pentru gresia din Valea Darley ca și pentru cea de Pennant.

Diametrul găurii nu se schimbă mult cu creșterea adîncimii.

Din cele arătate putem reține că principalul impediment în elaborarea unor studii bazate pe experimentări apropiate de condițiile unei folosiri pe cale industrială a procedeului, este lipsa unui agregat care să realizeze un jet continuu și de lungă durată.

Jeturile folosite ajung la o durată de maximum 0,3 s și în cele mai multe cazuri sub acestă mărime.

Brevetul de invenție nr. 43 813 din 23. II. 1966 elaborat de Oficiul de stat pentru investiții din R. S. R. descrie un procedeu și o instalație pentru ridicarea presiunii apei industriale, care pus în aplicare ar rezolva problema obținerii jetului de apă la o presiune de peste 10 000 at.

Procedeul prevede folosirea gazelor rezultate în urma exploziei unei cantități de exploziv într-o cameră de volum constant (fig. 21).

Instalația, conform invenției, se compune dintr-o cameră de alimentare *1* în care funcționează dispozitivul de alimentare *2* care, prin rotire, introduce încărcătura explozivă *3* în camera de explozie *4* unde se declanșează explozia, iar gazele de explozie sub presiune pătrund prin sita *5* deschizînd supapa *6* prin comprimarea resortului *7* în bazinul *8* în care se află o cantitate de apă care sub presiune trece prin conducta *9* după deschiderea robinetului *10* spre consumator.

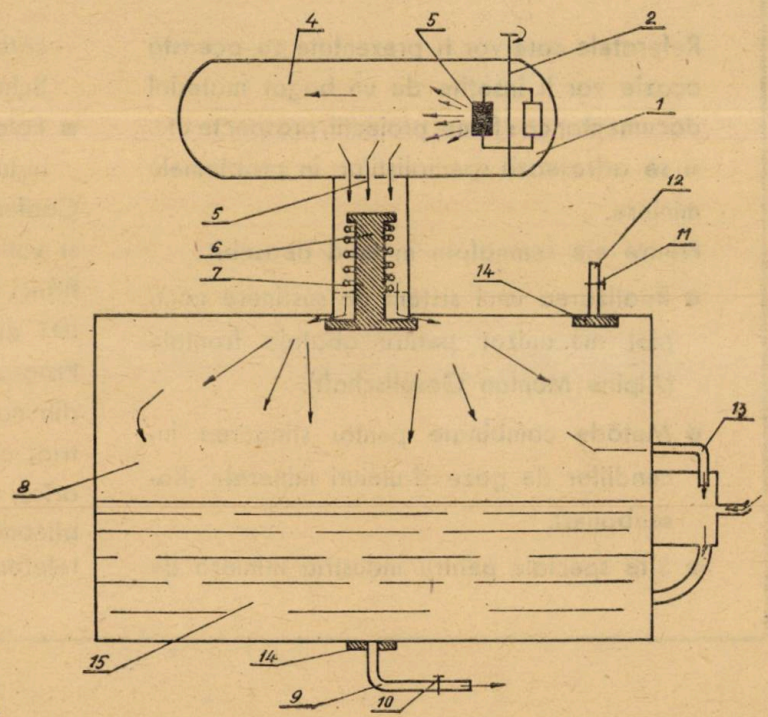


Fig. 21

Presiunea apei este funcție de cantitatea de gaze aflate în perna superioară, deci funcție de cantitatea de exploziv folosită.

Prin dispunerea a două baterii legate în serie se poate realiza o funcționare continuă a instalației.

Tot pentru realizarea aceluiași scop, ing. Magyary Andrei de la S. C. S. M. —Petroșani a imaginat un alt dispozitiv care folosește principiul că : descărcările electrice de înaltă tensiune într-o cavitate etanșă în care se află apă duc la presiuni înalte.

Dispozitivul este în curs de realizare și se preconizează că după aceasta, se va putea extinde procedeul hidrotăierii pe scară semiindustrială și apoi în fază industrială.

Totodată se urmărește extinderea colaborării dintre cercetătorii români și cei de la Institutul de cercetări pentru securitatea minieră din Sheffield Anglia, dr. S. J. Leach ; dr. G. L. Walker și dr. I. W. Farmer care au obținut majoritatea rezultatelor prezentate în materialul de față.

BIBLIOGRAFIE

[1] Leach, S. J. și Walker G. L. *The application of high speed lighid jets to cutting.* Sheffield, 1966.

[2] Farmer, I. W. *Rock fracture by water jet impact.* Colliery engineering, nr. 1, 1967.

[3] Dijmărescu, I. *Brevet de invenție nr. 43 813 din 23 II. 1966.*

[4] x x x *Comunicare la sesiunea științifică a cadrelor didactice din Institutul de mine Petroșani,* februarie 1966.

[5] Magyary, A. *Metode de tăiere hidromecanizată a rocilor.*

CAMERA FEDERALĂ DE COMERȚ DIN AUSTRIA ORGANIZEAZĂ ÎMPREUNĂ CU „PUBLICOM" LA BUCUREȘTI

„SĂPTĂMÎNA TEHNICO-ȘTIINȚIFICĂ"

Austria

București, 6—15 mai 1968

Referatele care vor fi prezentate cu această ocazie vor fi însoțite de un bogat material documentar ca : filme, proiecții, prospecte etc. și se adresează specialiștilor în problemele miniere.

Printre ele semnalăm în mod deosebit :

- Realizarea unui sistem de susținere complet mecanizat pentru abataje frontale (Alpine Montan Gesellschaft).
- Metode combinate pentru stingerea incendiilor de gaze și uleiuri minerale (Rosenbauer).
- Site speciale pentru industria minieră de cărbune, minereuri, nisipuri (Hutter et Co Schrantz).
- Folosirea mașinilor unelte polivalente în industrie (EMCO).

Conferințele vor fi expuse în limba română și vor avea loc în sălile Clubului Finanțe-Bănci din str. Doamnei nr. 2 și în sala IDT din str. Cosmonauților nr. 27.

Programul detaliat al tuturor conferințelor din cadrul săptămînii tehnico-științifice Austria, care ține loc de invitație, precum și orice alte informații se pot obține prin „Publicom", București, Bdul N. Bălcescu nr. 22, telefon 14-75-35.

CERCETĂRI PRIVIND RECUPERAREA MOLIBDENULUI DIN UNELE CONCENTRATE CUPRIFERE DIN ŢARA NOASTRĂ

Ing. **ILIESCU LUCIA** şi ing. **DIMA S.**

În prezent molibdenul este unul din cele mai căutate metale pe piaţa mondială, el menţinîndu-se la un preţ ridicat, datorită calităţilor sale ca element de aliere pentru producerea oţelurilor speciale, atît de necesare tehnicii actuale.

Astfel, se ştie că adaosurile mici de molibden măresc considerabil tenacitatea şi duritatea oţelurilor, le micşorează fragilitatea şi contribuie la păstrarea proprietăţilor lor la temperaturi ridicate. În plus, utilizarea molibdenului la prepararea de lubrifianţi speciali capătă o dezvoltare din ce în ce mai mare, datorită excepţionalei calităţi pe care molibdenitul le conferă acestora.

Din aceste motive, pe piaţa mondială, cerinţele de molibden sînt mereu crescînde. Astfel, în timp ce în anul 1950 producţia mondială de molibden metal era numai de 14 515 t, în 1964 ea s-a triplat, ajungînd la 42 820 t. Simptomatic este şi faptul că în aceeaşi perioadă preţul molibdenului a crescut cu 55%.

În prezent, recuperarea molibdenului se face din două tipuri de minereuri:

— minereuri de molibden propriu-zise, din care se extrage numai molibdenul. Caracteristic pentru acest tip de minereu este zăcămîntul de la Climax, cel mai mare care se află în prezent în exploatare. Flotaţia molibdenitului din aceste minereuri se face cu multă uşurinţă, datorită flotabilităţii mari pe care o are acest mineral. De asemenea, reactivii utilizaţi (în special hidrocarburile) sînt foarte ieftini;

— minereuri porfirice de cupru-molibden, care pot fi împărţite în două tipuri şi anume: unul în care principalul mineral este molibdenitul şi altul în care predomină mineralele de cupru, conţinutul de molibden fiind foarte mic (raportul între Mo şi Cu variind între 1 : 3 şi 1 : 100).

De notat că cea mai mare parte din producţia mondială de molibden provine din acest ultim tip de minereuri (cupru-molibden).

În ceea ce priveşte extragerea molibdenului din minereurile de cupru-molibden, literatura de specialitate arată următoarele:

— în cazul în care molibdenitul este principalul mineral, se aplică flotaţia diferenţială, flotîndu-se mai întîi molibdenitul şi apoi sulfurile de cupru;

— în cazul minereurilor în care predomină mineralele de cupru, se flotează un concentrat colectiv de Cu—Mo, care apoi se separă în concentrate individuale.

Pentru separarea concentratului colectiv Cu—Mo există două scheme de principiu:

a. Depresarea molibdenitului şi flotarea cuprului.

b. Depresarea mineralelor de cupru şi a altor sulfuri şi flotarea molibdenitului. Această schemă este cea mai folosită.

Alegerea schemei de separare depinde de flotabilitatea relativă a mineralelor de molibden şi cupru din minereul dat, de particularităţile mineralogice ale minereului, de reactivii aplicaţi în flotaţia colectivă, precum şi de alţi factori.

Vom aminti mai jos pe scurt cîteva date asupra celor mai folosite metode de separare a molibdenitului din concentratele cuprifere.

a. *Scheme de depresare a molibdenitului şi flotarea cuprului*

Aceste scheme sînt mai puţin răspîndite şi se aplică numai la două uzine din S.U.A. (Magna Arthur şi Mac-Hill). La aceste instalaţii concentratul colectiv, care conţine calcopirită şi molibdenit, este condiţionat cu dextrină, amidon, clei şi alţi coloizi. Molibdenitul este astfel depresat şi se flotează calcopirita. Procedeul impune un control riguros al consumului de depresant, deoarece dacă concentraţia acestuia depăşeşte o anumită valoare, care se stabileşte prin încercări (ea variind de la minereu la minereu), se depresează şi mineralele de cupru.

La aceste uzine, la flotația colectivă, se utilizează drept colector ditiofosfatul, iar la separare pentru flotația cuprului se întrebuințează ditiocarbonatul.

b. *Scheme de depresare a mineralelor de cupru și a altor sulfuri și floatrea molibdenului*

Aceste scheme sînt numeroase și ele se deosebesc după modul cum se realizează această depresare, astfel :

— Depresarea se poate realiza pe baza diferenței de oxidabilitate între sulfurile de cupru și fier și sulfura de molibden. În acest sens,concentratul cuprifer se prăjește la o temperatură de 350—400°C, după care se flotează molibdenitul cu sau fără adaosul unor reactivi depresanți pentru sulfurile comune. Este important ca temperatura de prăjire să nu fie prea ridicată, întrucît în caz contrar încep să se oxideze și particulele fine de molibdenit și recuperarea de molibden scade.

Oxidarea selectivă se poate realiza și prin tratarea concentratului cu abur. Procedeul cu abur constă în tratarea concentratului colectiv de cupru-molibden cu abur la temperaturi de 85—100°C (în prezența varului), temperatură la care se distrug peliculele de colectori de pe suprafața mineralelor și astfel sulfurile de cupru și fier, care se oxidează mai repede decît molibdenitul în circuitul de flotație care urmează aceste tratări, nu vor mai flota.

Acest procedeu, de altfel și cel mai răspîndit datorită rezultatelor bune care se obțin, se aplică la multe instalații din U.R.S.S. (Agarak, Kageran, *Kounduarsk*) și S.U.A. (Chino, Hurley, Miami).

— Procedeul separării cu sulfură de sodiu se bazează pe proprietatea acesteia de a depresa puternic sulfurile de metale grele, fără ca să depreseze molibdenitul. De asemenea, sulfura de sodiu poate desorbi colectorii de la suprafața mineralelor flotate, făcînd posibilă separarea speciilor minerale dintr-un concentrat colectiv.

Dezavantajul acestei metode constă în aceea că se folosesc cantități foarte mari de sulfură de sodiu (20—35 kg/t de concentrat). Din această cauză metoda nu este economică decît în cazul tratării unor concentrate colective, suficient de bogate în molibden.

Acest procedeu se aplică în special în U.R.S.S. la instalațiile Balhaș și Tuim.

— Procedeul separării cuprului de molibden, prin utilizarea ferocianurii, se bazează pe proprietatea acesteia de a depresa sulfurile de cupru și fier. Ea se aplică cu succes în special pentru sulfurile secundare de cupru, datorită pozițiilor ionilor de fier sub formă redusă care se află în rețeaua acestui mineral.

Acest procedeu a fost de altfel studiat timp îndelungat și se aplică cu rezultate foarte bune în S.U.A. la instalațiile Morenci, San Manuel și Silver-Ball, întrucît celelalte procedee de separare nu dădeau rezultate, datorită prezenței în minereu a unei cantități mari de sulfuri secundare de cupru.

★

În țara noastră, în prezent, producția de molibden se realizează dintr-un singur zăcămînt specific de molibden. Pentru satisfacerea nevoilor crescînde ale industriei s-a impus ca necesitate căutarea unor noi surse interne de obținere a molibdenului, în vederea reducerii importului.

Pe această linie, în afara punerii în exploatare a unor noi zăcăminte de molibden, care în prezent sînt în fază de cercetare geologică, o atenție deosebită trebuie acordată recuperării molibdenului din minereurile cuprifere, care în unele cazuri conțin acest metal.

În acest sens, analizele efectuate pînă în prezent în țara noastră au identificat molibden în concentratele cuprifere provenind din două zăcăminte cuprifere (A și B). Încercările de preparare efectuate pe aceste concentrate au arătat posibilitatea recuperării molibdenului din ele.

I. Recuperarea molibdenului din concentratul cuprifer din zăcămîntul A

Cercetările s-au executat la ICEMIN, în cursul anului 1965, pe o probă de concentrat cuprifer, a cărui analiză chimică generală a indicat următoarele conținuturi : Cu — 27,87 %; Mo — 0,023 %; Pb — 0,17 %; Zn — 0,16 %; Fe_2O_3 — 15,08 %; Mn — 0,027 %; As — 0,075 %; SiO_2 — 31,28 %; Al_2O_3 — 7,07 %; CaO — 1,46 %; MgO — 0,85 %; Au — 0,8 g/t; Ag — 12 g/t.

Cercetările mineralogice efectuate pe aceste probe au arătat că în ordinea frecvenței sînt prezente ca minerale metalice, minerale de cupru, molibdenit și pirită. Mineralele de cupru sînt reprezentate în principal de sulfuri secundare de cupru (bornit, calcozină, covelină) și subordonat de sulfuri primare de tipul calcopiritei.

Mineralele de gangă sînt reprezentate prin cuarț, feldspați, amfiboli și clorit.

De subliniat faptul că, față de concentratele cuprifere din străinătate care se tratează obișnuit pentru recuperarea molibdenului, concentratul din zăcămîntul A a fost de aproape zece ori mai sărac în molibden.

Pentru separarea molibdenitului din acest concentrat cuprifer s-au experimentat procedeele amintite anterior : separarea prin depresarea sulfurilor de cupru și fier cu sulfură de sodiu sau cu ferocianură de potasiu.

Aceste metode au dat rezultate satisfăcătoare, indici superiori obținîndu-se totuși prin metoda cu ferocianură de potasiu. Acest

lucru este de altfel explicabil, întrucît după unii autori [1] ferocianura de potasiu este un bun depresant pentru sulfurile secundare de cupru.

Regimul optim de separare prin flotaţie, stabilit în laborator după această tehnologie, a fost următorul:

Separarea Cu—Mo

Reactivi (g/t concentrat):

silicat de sodiu (100%)	1 000 g/t	
carbonat de sodiu	1 000 g/t	(pH=8)
ferocianură de potasiu	3 000 g/t	
flotanol F	50 g/t	
timp de condiţionare	12 min	
timp de flotare	3 min	

Reflotarea I concentrat molibden

Reactivi (g/t concentrat):

ferocianură de potasiu	90 g/t
petrol	10 g/t
timp de condiţionare	10 min
timp de reflotare	1,5 min

Reflotarea II—III (la fiecare reflotare)

ferocianură de potasiu	90 g/t
timp de condiţionare	5 min
timp de reflotare	1,5 min

Rezultatele obţinute în aceste condiţii de lucru sînt date în tabela 1.

Tabela 1

Rezultatele obţinute la separarea concentratului colectiv cu ferocianură de potasiu

Produsul	Extracţie în greutate, %	Conţinuturi, %		Extracţie în metal, %	
		Cu	Mo	Cu	Mo
Concentrat molibden	0,13	10,00	6,10	0,04	38,8
Produs intermediar III	0,15	19,85	1,20	0,10	9,2
Produs intermediar II	0,37	26,25	0,30	0,32	5,6
Produs intemediar I	1,35	25,45	0,16	1,14	11,0
Concentrat cupru	98,00	30,05	0,007	98,40	34,4
Concentrat colectiv Cu—Mo	100,00	29,93	0 020	100,00	100,0

Considerînd că prin lucru în flux continuu din produsele intermediare ale celor trei reflotări (care conţin 0,27% Mo şi o extracţie de 25,8% Mo) se mai recuperează o parte din metalul conţinut, urmează că după tehnologia elaborată se pot obţine din concentratul cuprifer din zăcămîntul A concentrate de molibden cu circa 6% Mo, la o recuperare de circa 5 3% Mo.

Menţionăm că printr-un număr mai mare de reflotări s-au obţinut şi concentrate cu 11—12% Mo, însă în acest caz recuperarea totală de molibden a scăzut la circa 43%.

Pentru valorificarea unor astfel de produse sărace în molibden singura metodă metalurgică care se poate aplica este cea hidrometalurgică (care se aplică la conţinuturi chiar sub 5% Mo), întrucît metoda pirometalurgică se aplică de la conţinuturi de 40% Mo. Ţinînd seama de scăderile de recuperare semnalate în cazul obţinerii unor concentrate mai bogate, considerăm că nu este necesar să se urmărească obţinerea unor concentrate cu peste 6% Mo.

Rezultatele obţinute în urma cercetărilor pot fi considerate destul de bune, la nivelul celor realizate în străinătate, din punctul de vedere al gradului de îmbogăţire (i = 300—560) şi al extracţiei în metal, însă, datorită conţinutului de molibden scăzut al concentratului cuprifer din acest zăcămînt, pentru moment valorificarea sa nu prezintă un interes economic deosebit.

II. Recuperarea molibdenului din concentratul cuprifer din zăcămîntul B

O importanţă mult mai mare o prezintă însă recuperarea molibdenului prezent în concentratul cuprifer din zăcămîntul B, a cărui analiză a indicat conţinuturi de 0,08 — 0,18% Mo (în funcţie de conţinutul de cupru al concentratului).

Pentru cercetarea posibilităţilor de recuperare a acestui molibden, care în prezent se pierde, în anul 1966 s-au iniţiat la ICEMIN cercetări în fază de laborator, la care s-au experimentat, de asemenea, diferitele metode aplicate în străinătate pentru separarea concentratelor colective Cu—Mo. Cercetările s-au executat cu o probă de concentrat cuprifer obţinut în instalaţia de flotaţie care prelucrează minereu din zăcămîntul B.

Analiza chimică generală a acestei probe de concentrat a indicat următoarele conţinuturi: Cu — 12,35%; Mo — 0,082%; Zu — 2,85%; S — 38,20%; Fe_2O_3 — 50,1%; Mn — 0,022%; SiO_2 — 2,37%; Al_2O_3 — 0,7%; CaO — 1,6%; MgO — 0,33%; Au — 0,8 g/t; Ag — 53,6 g/t.

Observaţiile mineralogice executate asupra concentratului, în vederea determinării modului de prezentare a molibdenului, au arătat că acesta apare sub formă de molibdenit, care în mare majoritate este dezasociat de celelalte sulfuri şi minerale de gangă prezente. În concentratul cuprifer, în afara mineralelor de cupru (sulfuri primare — calcopirită şi subordonat sulfuri secundare), se află multă pirită şi ceva minerale de gangă.

La cercetările de separare care s-au executat cu concentratul cuprifer din zăcămîntul B au fost experimentate următoarele procedee:

— separare cu ferocianură de potasiu;

— separare după desorbție cu sulfură de sodiu;

— separare după desorbție prin condiționarea concentratului în mediu de var la o temperatură de 80 — 85°C.

Rezultate interesante au dat ultimele două metode și în special separarea după desorbție prin condiționarea concentratului în mediu de var la o temperatură de 80 — 85°C.

a) *Separarea după desorbție cu sulfură de sodiu*

Acest procedeu a fost experimentat datorită simplicității lui și bunelor rezultate ce se obțin în instalațiile unde se aplică. S-a avut în vedere, de asemenea, faptul că în cazul cînd se va aplica recuperarea molibdenului din concentratul cuprifer din zăcămîntul B, se va urmări pentru economicizarea procesului obținerea unor concentrate cuprifere cu un conținut mai ridicat în cupru (și deci și de molibden), ceea ce ar putea face acceptabile consumurile ridicate de reactivi pe care le reclamă metoda.

La cercetările executate s-a studiat influența următorilor reactivi: carbonatul și silicatul de sodiu (pentru depresarea mineralelor de gangă și crearea unei alcalinități protectoare în scopul împiedicării distrugerii sulfurii de sodiu prin oxidare), sulfura de sodiu, colectorul și spumantul pentru molibdenită.

Cercetările au condus la următoarele concluzii:

— Consumul de sulfură de sodiu are o influență esențială asupra rezultatelor separării. Astfel, conținutul concentratului de molibden crește continuu de la 2,49% la 8,25% Mo, o dată cu creșterea consumului de sulfură de sodiu de la 6 la 20 kg/t concentrat. Recuperările de molibden cresc și ele pînă la un consum de 10 kg/t, după care au tendința să scadă. Din considerente economice s-a apreciat ca optim un consum de 10 kg/t sulfură de sodiu, cu care se obține un concentrat primar de molibden cu 4,1% Mo, la recuperări de 86% Mo.

— Pentru separare este necesar ca tulburela să fie în prealabil condiționată cu circa 1 000 g/t carbonat de sodiu. În cazul cînd nu se folosește acest reactiv, recuperările de molibden scad sensibil.

— Silicatul de sodiu are o importanță foarte mare pentru flotația molibdenului, recuperările de molibden scăzînd la numai 14% în cazul cînd nu se folosește acest reactiv. La consumuri de peste 1 000 g/t recuperările încep să scadă.

— Nu este indicată folosirea unui colector pentru flotația molibdenitului, adaosul de petrol scăzînd sensibil calitatea concentratului, fără a mări prea mult recuperarea. În același sens acționează și adaosurile suplimentare de spumant, folosirea a 5 g/t flotanol *F* scăzînd conținutul concentratului de la 4,1% la 1,71% Mo, în timp ce recuperările cresc de la 86 la 90%.

În urma cercetărilor efectuate de separare a molibdenitului din concentratul cuprifer din zăcămîntul B s-a stabilit următorul regim tehnologic, considerat a da rezultatele cele mai bune pentru această metodă:

Diluția la separare		3/1 (L/S)
Reactivi:	silicat de sodiu (100%)	1 000 g/t
	carbonat de sodiu	1 000 g/t
	sulfură de sodiu (tehnică)	10 kg/t
Timp de condiționare		12 min
Timp de flotație		3 min
pH		12.

Rezultatele care s-au obținut în aceste condiții de lucru sînt prezentate în tabela 2.

Tabela 2

Rezultatele obținute la separarea concentratului colectiv după desorbție cu SNa_2

Produsul	Extracție în greutate, %	Conținut Mo, %	Extracție în Mo, %
Concentrat molibden	1,6	4,10	86,0
Concentrat cupru	98,4	0,011	14,0
Concentrat colectiv Cu—Mo	100,0	0,077	100,0

Pentru studierea influenței timpului de flotație în condițiile de mai sus s-au executat încercări la care concentratele au fost extrase fracționat timp de 1 + 2 + 2 + 3 min.

S-a constatat astfel că în primul minut flotează 77% din molibden într-un concentrat cu peste 9% Mo. În următoarele minute concentratul obținut este din ce în ce mai sărac, ajungînd după 8 min la nivelul alimentării, recuperarea totală fiind de aproape 88%, într-un concentrat cu 2% Mo. Dată fiind sărăcirea foarte rapidă a concentratului și creșterea foarte mică a recuperării, se consideră că pentru concentratul primar este necesar un timp de maximum 3 min, în care caz concentratul are 4,8% Mo la recuperări de circa 85%. Pentru curățire se mai poate flota încă circa 3 min, produsul obținut urmînd să fie recircuitat cu alimentarea.

Rezultatele obținute la separarea cu sulfura de sodiu sînt destul de bune, realizîndu-se coeficienți de îmbogățire de circa 60, la recuperări de circa 86% Mo.

b) *Separarea concentratului după desorbţia lui prin condiţionare în mediu de var, la temperatura de 80 — 85°C*

Principiul acestui procedeu constă în depresarea sulfurilor de cupru şi fier prin condiţionare cu var, la o temperatură de circa 80 — 90°C. În urma acestui tratament sulfurile de cupru şi fier se acoperă la suprafaţă cu pelicule de sulfat de calciu, fiind în felul acesta puternic depresate.

În vederea aplicării acestei metode concentratul colectiv de cupru-molibden se îngroaşă, după care se agită cîteva zeci de minute, timp în care se realizează şi încălzirea îngroşatului prin injectare de abur sau prin alt procedeu. După aceasta, *p*H-ul tulburelii se coboară prin spălare, se îngroaşă, se diluează apoi cu apă proaspătă şi se supune separării prin flotaţie, cu sau fără adaos de diferiţi reactivi.

În cursul cercetărilor efectuate s-a studiat influenţa următorilor parametri consideraţi esenţiali pentru rezultatele separării: timpul de condiţionare, consumul de var (pH-ul la condiţionare), numărul de spălări după condiţionare, diluţia, consumul de colector şi spumant, timpul de flotaţie şi numărul de reflotări. În urma cercetărilor s-au făcut următoarele constatări mai importante:

— Metoda de depresare a sulfurilor de cupru şi fier prin condiţionare cu var la o temperatură de 80 — 85°C este deosebit de eficace în cazul separării molibdenului din concentratul cuprifer din zăcămîntul *B*, realizîndu-se chiar de la separare concentrate primare de molibden cu 8 — 9% Mo ($i > 100$), la recuperări în molibden de peste 85%.

— Timpul de condiţionare are influenţă destul de mică asupra indicilor separării. Se pare că la un timp mai mare de condiţionare ($t = 45$ min) se pot obţine concentrate de molibden ceva mai curate. Totuşi s-a apreciat că un timp de condiţionare de 20 min este suficient pentru o separare bună.

— Consumul de var are o importanţă esenţială pentru obţinerea unor rezultate bune, atît calitatea concentratului cît şi recuperările crescînd pînă la un consum de 1 000 — 1 500 g/t var; astfel conţinutul concentratului de molibden creşte de la 2 la 8% Mo, la mărirea consumului de var de la 500 la 1 500 g/t, iar recuperările pentru acelaşi interval cresc, de asemenea, de la 75 la 88% Mo. Se pare că la un consum mai mare de 1 500 g/t var, începe să se manifeste un efect depresant şi asupra molibdenitului, atît recuperările cît şi conţinutul concentratului scăzînd sensibil.

— După condiţionare, înaintea flotaţiei, este necesară efectuarea unei spălări. În cazul în care nu se execută această spălare se obţin concentrate mai bogate, însă recuperările sînt în mod sensibil inferioare. Executarea unui număr mai mare de spălări se pare că nu mai aduce îmbunătăţiri suplimentare.

— Diluţia de condiţionare are o influenţă destul de mică, indicii rămînînd practic constanţi fie că se lucrează la o diluţie de 1/1 (lichid/solid), fie că se lucrează la o diluţie de 1,5/1. Din motive economice s-a apreciat ca optimă diluţia 1/1.

— Pentru flotaţie este necesară folosirea unei cantităţi de spumant de circa 15 g/t. La cantităţi mai mici se obţin concentrate ceva mai bogate, dar şi recuperările sînt puţin mai scăzute.

În urma cercetărilor efectuate cu această metodă de separare s-au determinat următoarele condiţii optime pentru separare:

Condiţionare la temperatura de 80—85°C

diluţia	1/1 (L/S)
var	1 500 g/t(*p*H—6,2)
timp de condiţionare	20 min.

După condiţionare

spălare la diluţia	4/1 (L/S)
timp de spălare	5 min
îngroşare pînă la diluţia	1/1 (L/S).

Separare Cu—Mo prin flotaţie

diluţia	2,5/1 (L/S)
Reactivi: silicat de sodiu (100%)	1 000 g/t
carbonat de sodiu	1 000 g/t
flotanol F.	15 g/t
timp de condiţionare	8 min
timp de flotaţie	3 min.

În aceste condiţii s-au obţinut rezultatele redate în tabela 3.

Tabela 3

Rezultate obţinute la separarea concentratului colectiv după desorbţie în mediu de var la cald

Produsul	Extracţie în greutate, %	Conţinut Mo, %	Extracţie în Mo, %
Concentrat molibden	0,9	8,70	88,5
Concentrat cupru	99,1	0,01	11,5
Concentrat celectiv Cu—Mo	100,0	0,088	100,0

Se constată că prin această metodă se pot obţine la separare concentrate primare cu 8 — 9% Mo, la recuperări de peste 88%, rezultate care pot fi considerate foarte bune atît calitativ, cît şi în privinţa extracţiei în metal.

Studiindu-se din punct de vedere cinetic procesul de separare, se constată că majoritatea molibdenului (aproape 80%) floteză în primul minut, într-un concentrat primar ce conţine 14% Mo.

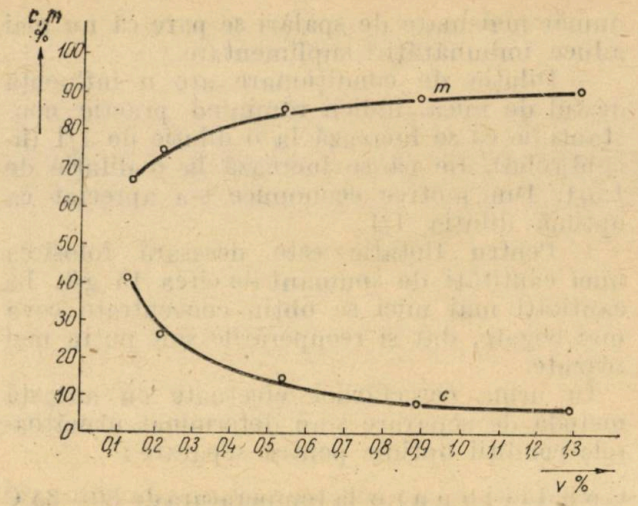


Fig. 1. Variația conținutului de molibden c și a extracției în metal m, în funcție de extracția în greutate v a concentratului de molibdenit.

În al doilea minut se mai recuperează circa 7%, selectivitatea fiind însă mult mai mică (conținutul concentratului fiind numai de 3%). În următoarele 3 min se extrage din ce în ce mai puțin molibden, calitatea concentratului scăzînd foarte mult (ultima fracțiune avînd numai 0,57% Mo).

Acest procedeu permite obținerea unor concentrate cu 6 — 9% Mo, la recuperări de 88 — 91% Mo. Concentratele sînt satisfăcătoare pentru recuperarea molibdenului pe cale hidrometalurgică, însă conținutul este cu totul insuficient în cazul în care se pune problema extragerii sale prin metode pirometalurgice.

Din aceste motive s-a studiat posibilitatea îmbunătățirii calității concentratului de molibden obținut la separare prin reflotarea sa, pînă la obținerea unui conținut în jur de 40% Mo, care ar permite valorificarea pe cale pirometalurgică.

Cercetările efectuate în această direcție au arătat că există o interdependență foarte accentuată între conținutul concentratului și recuperarea de molibden din concentrat. Această interdependență este dată în diagrama din figura 1, unde se figurează, în funcție de extracția în greutate, conținutul și recuperarea de molibden. Astfel, pînă la un conținut de 15% Mo, recuperarea scade liniar ajungînd pentru acest conținut la circa 84%. La concentrate mai bogate, recuperarea începe să scadă foarte mult, ajungînd la numai 66% în cazul unui concentrat cu 40% Mo.

Pentru asigurarea calității dorite (minimum 40% Mo) încercările au arătat că sînt necesare patru operații de reflotare a concentratului primar de la separare, cu mici adaosuri de sulfură de sodiu. Condițiile determinate ca optime pentru cele patru reflotări sînt următoarele :

Reflotarea I

diluția . . . . . .12/1 (L/S)
sulfură de sodiu . . . . . .125 g/t concentrat
timp de condiționare . . . . . .4 min
timp de flotație . . . . . .2 min.

Reflotarea II

diluția . . . . . .20/1 — 25/1 (L/S)
sulfură de sodiu . . . . . .125 g/t concentrat
timp de condiționare . . . . . .4 min
timp de flotație . . . . . .2 min.

Reflotarea III

diluția . . . . . .50/1 (L/S)
sulfură de sodiu . . . . . .50 g/t concentrat
timp de condiționare . . . . . .4 min
timp de flotație . . . . . .1,5 min.

Reflotarea IV

diluția . . . . . .80/1 (L/S)
sulfură de sodiu . . . . . 50 g/t concentrat
timp de condiționare . . . . . 4 min
timp de flotație . . . . . 1,5 min.

Lucrîndu-se în circuit închis și cu patru reflotări ale concentratului, așa cum se arată în figura 2, s-au obținut rezultatele din tabela 4.

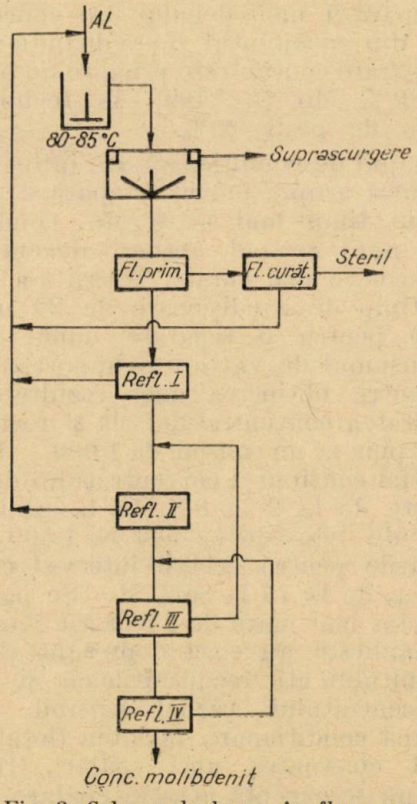


Fig. 2. Schema de lucru în flux continuu (cu patru reflotări) a concentratului de molibdenit.

Tabela 4

Rezultatele obținute la separarea concentratului colectiv după patru reflotări în circuit închis

Produsul	Exacție în greutate, %	Conținuturi, %		Exacție în metal, %	
		Mo	Cu	Mo	Cu
Concentrat molibden	0,123	40,3	1,20	58,5	0,01
Produs intermediar	0,256	5,4	28,40	16,3	0,48
Concentrat cupru	99,621	0,021	11,60	25,2	99,51
Concentrat colectiv Cu—Mo	100,000	0,084	11,58	100,0	100,00

Ținînd seama de produsele intermediare, rezultă că se pot obține recuperări de 66 — 67% Mo în concentrate cu 40% Mo.

★

În urma cercetărilor efectuate în fază de laborator pentru recuperarea molibdenului din două concentrate cuprifere din țara noastră (din zăcămîntul *A* și zăcămîntul *B*), se pot spune următoarele :

— Recuperarea molibdenului din concentratul cuprifer din zăcămîntul *A* este o problemă dificilă și fără deosebit interes economic, dat fiind conținutul scăzut în molibden al concentratului cuprifer din acest zăcămînt (de circa 7 — 10 ori mai scăzut decît conținuturile obișnuite ale concentratelor cuprifere din străinătate). Numai în ipoteza că pe măsura înaintării exploatării în adîncime conținutul de molibden crește, ar putea fi rentabilă recuperarea unui concentrat de molibden apt pentru tratare hidrometalurgică.

— Recuperarea molibdenitului din concentratul cuprifer din zăcămîntul B prezintă interes și se poate realiza în două variante, în funcție de tratamentul metalurgic ulterior avut în vedere pentru concentratul de molibdenit :

1) Obținerea de concentrate pentru tratare hidrometalurgică. În acest caz se pot obține concentrate cu circa 6% Mo, la recuperări de 91% din molibdenul prezent în concentratul cuprifer.

2) Obținerea de concentrate pentru tratare pirometalurgică. În acest caz se pot obține concentrate de molibden cu circa 40% Mo, la recuperări de 66 — 67% din molibdenul prezent în concentratul cuprifer. Alegerea variantei optime se va putea face numai în urma unui calcul tehnico-economic amănunțit. Indiferent însă de varianta aleasă, se poate afirma că recuperarea molibdenului din zăcămîntul *B* prezintă un interes deosebit, putîndu-se asigura din această sursă o producție permanentă importantă de molibden.

BIBLIOGRAFIE

[1] Burke H., și Shirley L. *Nou proces de recuperare a molibdenului la instalația San Manuel.* Mining Engineering, vol. 17, nr. 3, martie 1965, p. 79—84.

[2] Fișman M. A. și Sobolev, D. S. *Praktika obogașceniia rud, țvetnih i redkih metallov.* Vol. IV. Gosgortehizdat, Moscova, 1963.

[3] Tveter, E. C. și Mc Quiston F. W. *Plant practice in sulfide mineral flotation.* Froth Flotation, 50—th Anniversary Volume, New York, 1962.

[4] Gibson W. A. și Trujillo, A. D. *From indian scrapings.* To 85-ton trucks : the development of Chino. Mining Engineering, vol. 18, nr. 1, ian. 1966, p. 54—60.

COMPORTAREA UNOR SCHIMBĂTORI DE IONI FABRICAŢI ÎN ŢARA NOASTRĂ ÎN CONDIŢIILE HIDROMETALURGIEI URANIULUI (II)

E. DAVID, GH. FILIP şi S. TĂTARU

Cercetările anterioare privind posibilitatea utilizării răşinilor schimbătoare de ioni fabricate în R.S.R. au scos în evidenţă comportarea superioară a anionitului VIONIT AT—1 faţă de ceilalţi anioniţi indigeni încercaţi, în condiţiile sorbţiei uraniului din soluţii sintetice. Pentru a preciza parametrii de sorbţie a uraniului pe răşină VIONIT AT—1 în condiţiile practice ale hidrometalurgiei, s-a studiat comportarea acestei răşini în comparaţie cu răşinile anionitice Amberlit IRA—401 (fabricaţie Rohm and Hass, Philadelpia — S.U.A.) şi Wofatit W—SBU (fabricaţie Woffen Fabrik R.D.G.) cunoscute a avea o largă circulaţie în industria uraniului. Cercetările s-au efectuat utilizînd suspensii industriale sodice şi acide, rezultate în urma solubilizării minereurilor uranifere.

Sorbţia uraniului cu schimbători de ioni se poate efectua, atît din soluţii limpezite obţinute prin decantare — filtrare cît şi din suspensii dense. Procedeul de sorbţie din suspensii dense, cunoscut sub denumirea de proces RIP (resin în pulp), este mai avantajos din punct de vedere economic deoarece înlătură operaţiile costisitoare de separare a fazelor prin decantare şi filtrare şi de spălare a turtelor.

Suspensiile dense sodice şi acide, obţinute ca rezultat al prelucrării minereurilor de uraniu, sînt sisteme eterogene complexe, formate din soluţia apoasă, conţinînd uraniu şi diferite impurităţi şi faza solidă, reprezentată de partea insolubilă.

Faza lichidă prezintă o compoziţie variată, funcţie de compoziţia minereului iniţial şi de agentul de leşiere.

Cea mai mare parte din faza solidă (50 — 70%) este reprezentată de obicei de cuarţ şi silicaţi, fiind lipsită practic de uraniu si avînd o abrazivitate ridicată. Totodată faza solidă mai conţine o importantă cantitate de şlam argilos foarte fin, care are o capacitate de adsorbţie însemnată, putînd reţine o mare cantitate din faza lichidă.

Recuperarea uraniului adsorbit pe şlamul argilos în cazul aplicării tehnicii filtrărilor se poate realiza numai parţial prin introducerea unor spălări intensive care implică o diluare importantă a sistemului. Extracţia uraniului prin schimb ionic direct din suspensii dense asigură un grad avansat de recuperare a uraniului adsorbit pe faza solidă, datorită deplasării echilibrului procesului de adsorbţie spre soluţie pe măsura avansării procesului de schimb ionic.

Urmărind considerentele arătate, care recomandă din punct de vedere economic utilizarea sorbţiei uraniului din suspensii dense, studiul comportării răşinii VIONIT AT—1 în condiţiile hidrometalurgiei s-a efectuat pe suspensii alcaline şi acide, provenite de la solubilizarea minereurilor industriale.

Răşina VIONIT AT—1, cercetată de noi, este un anionit puternic alcalin, pe bază de copolimer stiren —divinil benzen, avînd grupe cuaternare de amoniu ca funcţiuni active. Ea are o foarte bună rezistenţă mecanică, o stabilitate termică satisfăcătoare şi o bună rezistenţă la agenţii chimici.

Caracteristicile de bază ale răşinii VIONIT AT—1 sînt următoarele [2]:

Aspectul, perle
Culoarea, galbenă
Granulaţia 0,3—1,2 mm, minim %, 95
Forma de livrare, Cl
Umiditatea, 40—60%
Temperatura de lucru, maxim C°, 60
Domeniul de pH, 0 — 14
Capacitate utilă de schimb mval/ml, minim 0,4—0,5 g Ca 0/1, minim 11—14.

I. Sorbţia uraniului din suspensiile alcaline

Suspensiile alcaline obţinute prin atacul sodic al minereului industrial la granulaţia de 0,075 mm şi la un raport solid/lichid de 1/2 cu soluţie de carbonat şi bicarbonat de sodiu luate

în proporţie 2/1 (pH = 10) au fost supuse procesului de sorbţie a uraniului în paciucuri de laborator de 250 ml, cu agitare pneumatică. Conţinutul în uraniu al soluţiilor filtrate din suspensiile utilizate a fost de 0,3 g/l.

S-a urmărit variaţia capacităţii de sorbţie faţă de uraniu a răşinii VIONIT AT—1, în comparaţie cu a răşinilor Amberlit IRA—401 şi Wofatit W—SBU, în funcţie de următorii parametri :

a — conţinut de Na_2CO_3/Na HCO_3 ;
b — raportul răşină/suspensie densă ;
c — timpul de contactare.

1. *Influenţa conţinutului de Na_2CO_3 şi de $NaHCO_3$ asupra randamentului de sorbţie a uraniului*

Utilizînd un raport răşină/suspensie densă de 2/100 (în volume) şi un timp de contactare de 2 ore s-au supus sorbţiei suspensii cu conţinut variabil de Na_2CO_3 şi de $NaHCO_3$. Rezultatele obţinute sînt consemnate în figura 1.

Din curbele prezentate în figura 1 se constată influenţa negativă pe care o are prezenţa ionilor de CO_3^{-2} şi HCO_3^- asupra sorbţiei uraniului de către anioniţii cercetaţi. Randamentul de extracţie a uraniului scade pronunţat o dată cu creşterea conţinutului în Na_2CO_3/$NaHCO_3$, datorită sorbţiei lor de către răşină în detrimentul uraniului, conform reacţiilor :

$$1)\ 2R_4N^+Cl^- + CO_3^{2-} \rightleftharpoons \rightleftharpoons [(R_4N^+)_2CO_3]^{2-} + 2Cl^-$$

$$2)\ R_4N^+Cl^- + HCO_3^- \rightleftharpoons \rightleftharpoons [R_4N^+HCO_3]^- + Cl^-$$

Acest lucru impune o limitare a consumului de Na_2CO_3/NaHCO la atacul sodic al minereului în cazul recuperării uraniului cu ajutorul schimbătorilor de ioni.

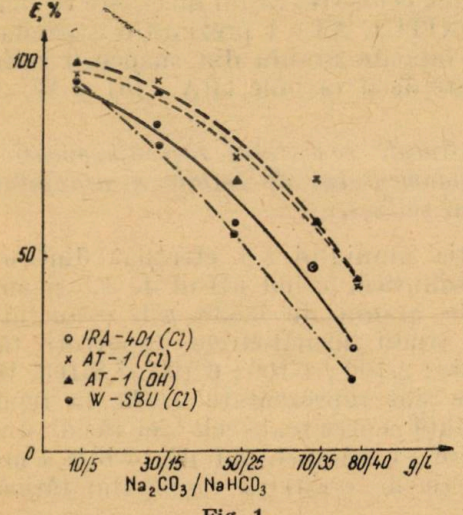


Fig. 1.

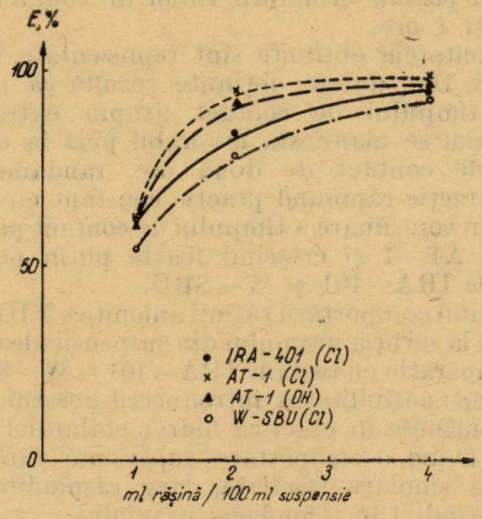


Fig. 2.

Alura curbelor trasate în figura 1 indică acelaşi sens al influenţei ionilor de CO_3^{2-} şi HCO_3^- asupra randamentului de sorbţie a uraniului pentru toate răşinile cercetate. Aspectul cantitativ al graficului scoate însă în evidenţă comportarea superioară a răşinii VIONIT AT—1 (formele (Cl) şi (OH) faţă de răşinile de comparaţie Amberlit IRA—401 (Cl) şi Wofatit W—SBU—(Cl)

2. *Influenţa raportului răşină/suspensie densă asupra randamentului de sorbţie a uraniului*

Avînd un conţinut de Na_2CO_3/Na HCO_3 = = 30/15 g/l în leşie şi asigurînd un timp de contactare de 2 ore s-au utilizat pentru sorbţie următoarele raporturi răşină/suspensie : 1/100 ; 2/100 şi 4/100 (volume). Rezultatele obţinute sînt reprezentate grafic în figura 2. Se observă o creştere pronunţată a randamentului de sorbţie a uraniului cu creşterea raportului răşină/suspensie între valorile 1/100 şi 2/100 pentru toate răşinile cercetate. Capacitatea cea mai ridicată de sorbţie o prezintă răşina VIONIT AT—1. Creşterea în continuare a raportului răşină/suspensie este însoţită de o creştere diferenţiată a randamentului de sorbţie a uraniului, fiind mai pronunţată la răşinile W—SBU— şi IRA—401 decît în cazul răşinii AT—1, datorită epuizării în uraniu a suspensiei cercetate înainte de saturarea răşinii.

3. *Influenţa timpului de contact asupra randamentului de sorbţie a uraniului*

Utilizînd pentru sorbţie o suspensie cu un conţinut de Na_2CO_3/$NaHCO_3$ în faza lichidă de 30/15 g/l şi un raport răşină/suspensie de 2/100 s-a urmărit influenţa timpului de contact dintre răşină şi suspensie asupra randamentului de sorbţie a uraniului. S-au efectuat

sorbții pentru următorii timpi de contactare : 1, 2 și 4 ore.

Rezultatele obținute sînt reprezentate în figura 3. Din datele obținute rezultă că influența timpului de contact asupra extracției uraniului se manifestă favorabil pînă la o durată de contact de două ore, randamentul de extracție rămînînd practic constant cu creșterea în continuare a timpului de contact pentru rășina AT—1 și crescînd foarte puțin pentru rășinile IRA—401 și W—SBU.

Studiul comportării rășinii anionitice VIONIT AT—1 la sorbția uraniului din suspensii alcaline, în comparație cu rășinile IRA—401 și W—SBU, confirmă posibilitatea introducerii acestui produs românesc în practica hidrometalurgiei uraniului avînd o comportare superioară față de rășinile similare studiate, larg răspîndite pe plan mondial în tehnologia uraniului.

II. Sorbția uraniului din suspensiile acide

Ținînd seama de rezultatele obținute la sorbția uraniului din suspensiile alcaline și de specificul sorbției uraniului din suspensiile acide, s-a studiat variația capacității de sorbție față de uraniu a rășinii VIONIT AT—1 în funcție de variația pH-ului și variația raportului rășină/suspensie.

Drept termen de comparație, ca și în cazul sorbției din suspensiile alcaline, s-au utilizat rășinile IRA—401 și W—SBU.

Cercetările s-au efectuat pe o suspensie obținută în urma atacului cu acid sulfuric a unui minereu industrial, cu o granulație de 0,3 mm la un raport solid/lichid de 1/1,5 *p*H-ul sorbției fiind de 0,75 și avînd un conținut în uraniu de 0,540 g/l. Sorbțiile s-au efectuat în paciucuri de laborator de 250 ml, cu agitare pneumatică la un contact de 2 ore.

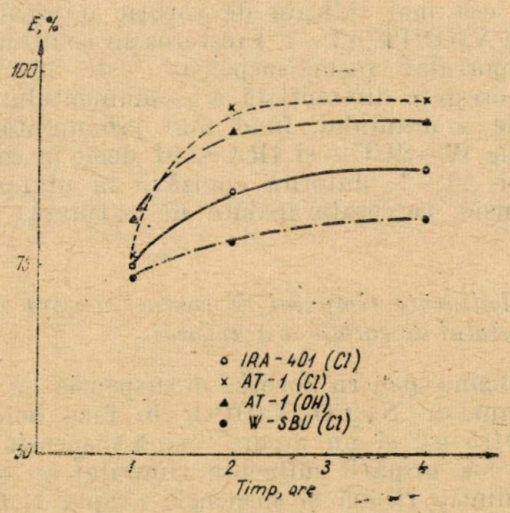


Fig. 3.

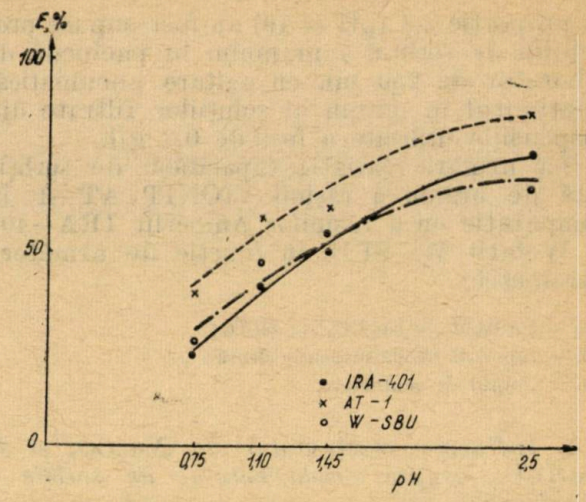


Fig. 4.

1. *Influența pH-ului asupra randamentului de sorbție a uraniului*

Sorbția uraniului s-a efectuat pentru un raport rășină/suspensie de 2/100, la *pH*-ul de 0,75 rezultat după atacul acid al minereului și la *pH*-urile de : 1,10 ; 1,45 și 2,5 obținute prin neutralizare cu lapte de var.

Dependența randamentului de sorbție a uraniului față de *pH* este legată de concurența la sorbție prezentată de ionii SO_4^{2-}, conform reacției :

$$2R_4\,N^+\,Cl^- + SO_4^{2-} \rightleftharpoons$$

$$\rightleftharpoons [(R_4\,N^+)_2\,SO_4]^{2-} + 2Cl^-$$

Datele obținute sînt reprezentate grafic în figura 4. Se observă o creștere a randamentului de sorbție a uraniului din soluțiile sulfurice o dată cu creșterea *p*H-ului, între limitele studiate. Influența *pH*-ului peste valoarea de 2,5 nu a mai fost urmărită datorită precipitării unor metale (Fe, Al), care împiedică desfășurarea normală a procesului de sorbție. Urmărind curbele de sorbție ale celor trei rășini încercate se constată că VIONITUL AT—1 prezintă o capacitate de sorbție față de uraniu din suspensii sulfurice, mai mare decît rășinile IRA—401 și W—SBU.

2. *Influența raportului rășină/suspensie asupra randamentului de sorbție a uraniului din suspensii sulfurice*

Sorbția uraniului s-a efectuat dintr-o suspensie sulfurică, avînd *p*H-ul de 1,5 și un conținut de uraniu de 0,538 g/l. S-au utilizat pentru studii următoarele raporturi rășină/suspensie : 2/100 ; 4/100 ; 6/100 și 8/100. Datele obținute sînt reprezentate grafic în figura 5. Se constată pentru toate cele trei rășini studiate o creștere a randamentului de sorbție a uraniului funcție de creșterea raportului rășină/suspensie.

Randamentele maxime se obţin în cazul răşinii VIONIT AT—1, valoarea limită de 90,8% pentru un singur contact fiind obţinută la raportul răşină/suspensie de 6/100.

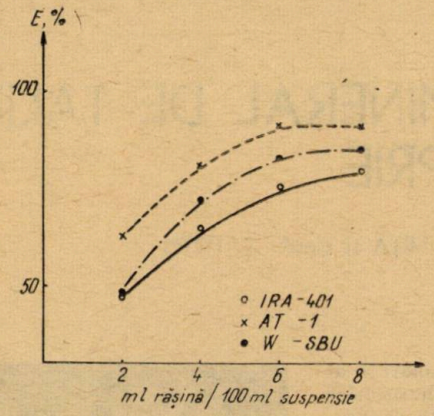


Fig. 5.

Din datele prezentate, referitoare la utilizarea răşinii anionitice VIONIT AT—1 pentru sorbţia uraniului din suspensiile sulfurice în comparaţie cu răşinile IRA—401 şi W—SBU, rezultă comportarea superioară a acestui produs şi posibilitatea introducerii lui în tehnologia pentru recuperarea uraniului şi din suspensiile acide.

Concluzii

Studiul comparativ al comportării la sorbţia uraniului din suspensii alcaline şi acide a răşinilor AT—1, IRA—401 şi W—SBU, a scos în evidenţă următoarele :

— capacitatea superioară de sorbţie faţă de uraniu a răşinii AT—1 ;

— posibilitatea utilizării răşinii AT—1 la sorbţia uraniului din suspensii alcaline, cu randament optim la următorii parametri principali de lucru :

— *pH* — 10 — 10,2 ;

— conţinut maxim $Na_2CO_3/NaHCO_3$ = = 30/15 g/l ;

— raport răşină/suspensie = 2/100 (volume) ;

— posibilitatea utilizării răşinii VIONIT AT—1 la sorbţia uraniului din suspensii sulfurice cu randamente optime pentru următorii parametrii principali de lucru :

— *p*H — 1,5 — 2,0 ;

— raport răşină/suspensie = 6/100

BIBLIOGRAFIE

[1] David, B., Filip, Gh. şi Tătaru, S. *Comortarea unor schimbători de ioni fabricaţi în ţara noastră în condiţiile hidrometalurgiei uraniului.* Revista Minelor, Vol. XIX, nr. 1, 1968.

[2] Tătaru, S. *Otrăvirea răşinilor schimbătoare de ioni utilizate în hidrometalurgie.* Studii şi Cercetări de Chimie nr. 5, 1967, p. 327—347.

[3] Ionescu, T. *Schimbători de ioni.* Ediţia a II-a, Ed. tehnică, 1964, Bucureşti.

[4] Sabău, Carmen. *Schimbul ionic.* Editura Academiei R.S.R., 1967, Bucureşti.

[5] Samuelson, O., Exchange, I. *Separations in Analytical Chemistry, New-York, London.* (Traducere în limba rusă). Izdatelstvo Himia, Moskva — Leningrad, 1966.

[6] Plaksin, I. N., Tătaru, S. *Ghidrometalurgia s primeneniem ionitov.* Metalurghia, Moskva, 1964.

[7] Sevcenko, V. B., Sudarikov, B. N. *Tehnologhia urana.* Gosatomizdat, Moskva, 1961.

MONSMEDITUL – UN NOU MINERAL DE TALIU DE LA BAIA SPRIE*)

Geol. A. GÖTZ, chim. Şt. MIHALKA, ing. I. IONIŢĂ şi geol. Z. TOTH

Caractere macroscopice

Mineralul apare sub formă foarte caracteristică, în marea majoritate a cazurilor ca nişte cuburi bine dezvoltate izolate (fig. 1) sau în agregate compacte, în care se pot deosebi uşor indivizii hexaedrici (fig. 2). Mai rar apar forme octaedrice (fig.3) pe care se pot observa şi combinaţiile cu feţe hexaedrice şi dodecaedrice romboidale. Dimensiunea cristalelor variază de la zecimi de milimetri pînă la 1 cm, în majoritatea cazurilor se găsesc cristale de 0,25 — 0,5 cm. Agregatele, ca şi cristalele individuale, sînt crescute pe un substrat de cuarţ (fig. 4) sau marcasită, (fig. 2), sau sînt libere în mase fibroase de sulfaţi. Feţele cristalelor mici sînt destul de netede, lucioase, a celor mari însă sînt neuniforme, în forme de trepte, puţin adîncite la mijloc (fig. 5).

Culoarea cristalelor mai mari şi a agregatelor este neagră, cristalele mai mici văzute la lupă sînt de culoare verdedeschis pînă la verde închis,

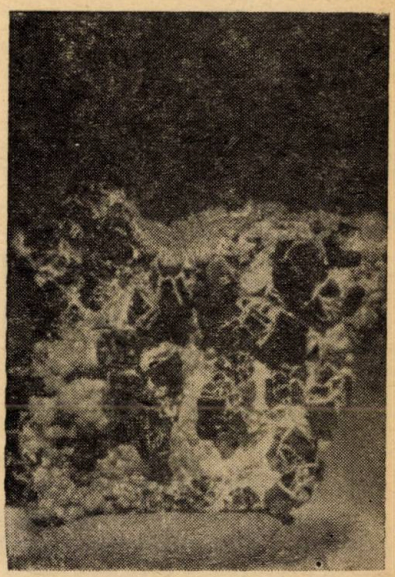


Fig. 2. Cuburi şi agregate hexaedrice pe o crustă de marcasită sferoidală. Mărire 1 : 15.

putîndu-se observa o închidere la culoare în apropierea muchiilor. Acestea pot fi chiar negre, iar spre centru cristalele sînt de culoare verde deschis, transparente. Culoarea prafului este gri-verzui deschisă.

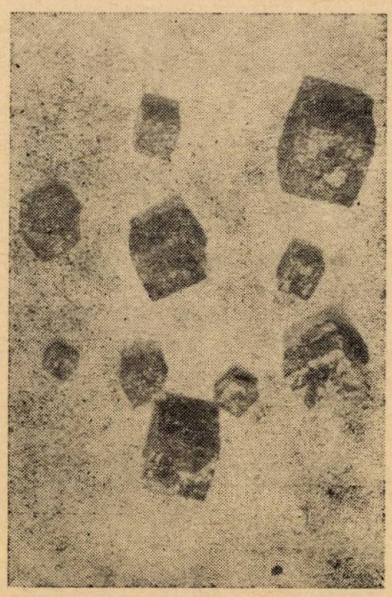


Fig. 1. Cristale în cuburi individualizate. Mărire 1 : 2,5.

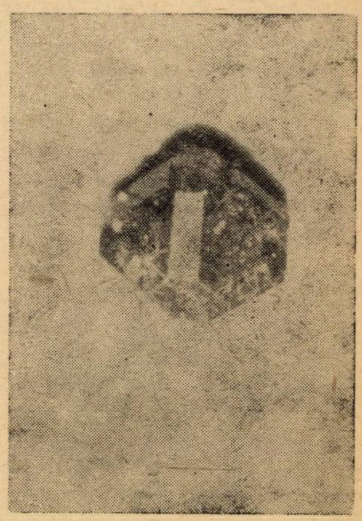


Fig. 3. Cristal individualizat compus din feţe de octaedru, hexaedru, şi dodecaedru romboidal. Mărire 1 : 20.

* Se supune discuţiei.

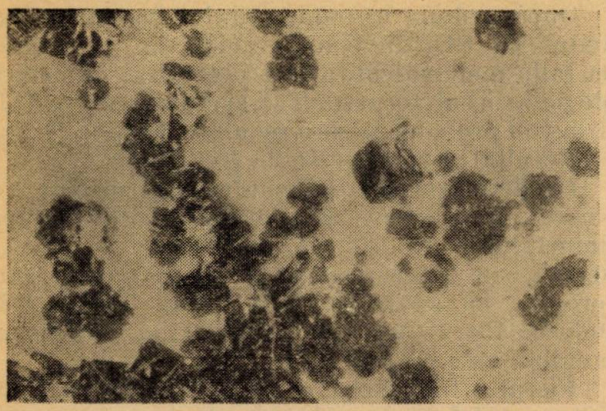


Fig. 4. Indivizi separaţi şi agregate crescute pe un substrat de cuarţ şi înglobate în sulfat de fier (fibre albe). Mărire 1 : 10.

În spărturi neregulate apare cu luciu de smoală. Cristalele mari sînt opace, iar cele de cîţiva zecimi de milimetri sînt transparente.

Caractere cristalografice

Cu toate că macroscopic se pot observa cristale bine dezvoltate, în sistemul cubic, totuşi mineralul sub microscop prezintă alt sistem de cristalizare şi anume rombic. Deci cristalul este pseudocubic. Feţele, care apar, sînt feţe de cub (100) de octaedru (111) şi dodecaedru romboidal (110) (fig. 3).

Mineralul a fost analizat roentgenografic cu metoda Derbye-Scherrer, folosind un aparat TUR/60 cu anticatod de cupru, $\lambda = 1{,}539$ Å, filtru de nichel, expunere de 3 ore, tensiune 50 kV şi intensitate de 10 mA.

În tabelă sînt date valorile de distanţă a liniilor şi intensitatea lor. Comparînd aceste valori cu datele din literatură [2], a reieşit că mineralul nu este identic cu nici unul dintre mineralele descrise.

Caractere fizice

Greutatea specifică a minereului a fost determinată cu metoda picnometrică, în cloroform, şi este egală cu 3,00.

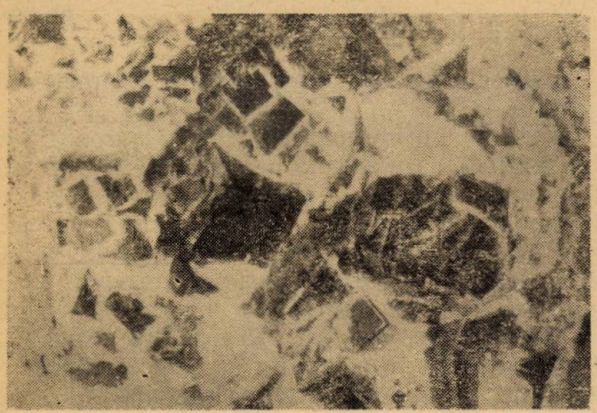


Fig. 5. Agregat de cristale hexaedrice cu feţe de cub neregulate. Mărire 1 : 4.

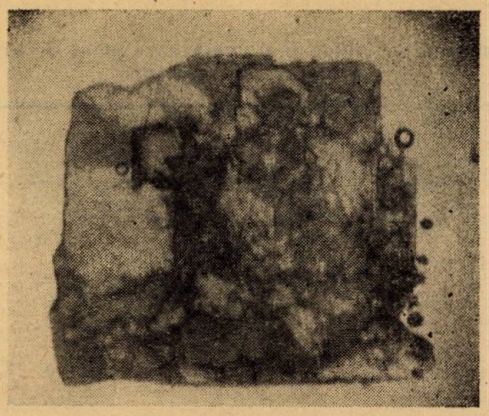


Fig. 6. Secţiune subţire cu nicoli +. Structură zonară şi cîmpuri de orientaţie optică diferită. Mărire 1 : 18.

Duritatea este scăzută, egală cu 2, este casant, clivajul paralel cu feţele hexaedrice, mai rar octaedrice.

Caractere microscopice

Culoarea în secţiune subţire în fracţiuni mărunte este verde fumuriu caracteristic. Pleochroism nu se observă.

Indicele de refracţie medie determinat cu metoda imersiei este 1,6081.

Birefrigenţa $N_g - N_p = 0{,}011$.

Este un mineral biax, cu caracter optic negativ, — 2 V variabil, mic pînă la 52°. Dispersia axelor este bismetrică, $\rho > \nu$.

Fracţiunile mici ale mineralului sub microscop apar neregulate, uneori lamelare, cu feţe de clivaj perpendiculare între ele. Extincţia este dreaptă.

În secţiune subţire executată paralel cu una dintre feţele hexaedrice se observă cîmpuri de orientări diferite şi structură zonară paralelă cu feţele de cub (fig. 6). În această secţiune se pot observa clivaje paralele cu feţele hexaedrice şi rareori cu cele octaedrice (fig. 7). Uneori se constată şi spărtură neregulată.

Culoarea în secţiune lustruită la lumină reflectată este gri închisă, puţin mai deschisă decît

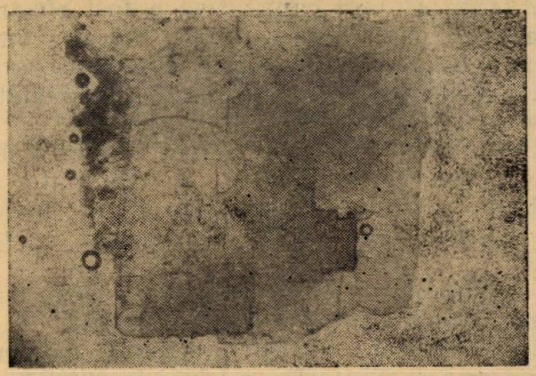


Fig. 7. Secţiune subţire paralelă cu una dintre feţele cubice. Clivaje paralele cu feţe de cub şi spărturi diagonale. Se observă zone de creştere cu coloraţie puţin diferită. Mărire 1 : 18.

Tabelă

Intensitatea liniilor şi distanţe între plane pe baza analizei röntgenometrice

Intensitatea	d/n
slab	5,485
intens	3,560
foarte intens	3,403
foarte slab	3,181
slab	3,063
intens	2,860
slab	2,647
foarte slab	2,526
slab	2,474
intens	2,320
slab	2,214
slab	2,167
intens	2,081
slab	1,877
intens	1,569

a cuarţului. Se deosebesc cîmpuri de reflexie diferită şi o anizotropie slabă mai ales la lumina puternică a arcului. Rareori se observă reflexie internă verzuie.

Mineralul fiind solubil în apă, secţiunile lustruite au fost executate la uscat. Cu metodele obişnuite de preparare a secţiunilor mineralul nu poate fi pus în evidenţă.

Caractere chimice

Analiza chimică calitativă a fost efectuată după dizolvarea mineralului în apă fierbinte, acidulată. S-au identificat următorii ioni:

— cationi: Tl^{3+}, cu amoniac, dă un precipitat roşu-brun, format din $Tl(OH)_3$.

— Tl^{+} se pune în evidenţă după reducerea Tl^{3+} cu bioxid de sulf; cu iodură de potasiu dă un precipitat galben, format din TlJ.

— Fe^{3+}, cu sulfocianură de potasiu, dă coloraţie roşie caracteristică.

— Ceilalţi cationi, (K, Zn, Mn etc.) au fost puşi în evidenţă prin analiză spectrală.

— anioni: SO_4^{2}, cu clorură de bariu dă un precipitat alb, format din sulfat de bariu.

Analiza chimică cantitativă a fost efectuată pentru elementele de mai sus. Fiecare component a fost determinat prin cîntărire separată, din aproximativ 0,1 g, în limita posibilităţilor prin mai multe metode de analiză.

Determinarea taliului a fost realizată după dizolvarea mineralului în apă fierbinte, acidulată cu acid sulfuric, prin două metode:

— gravimetric sub formă de oxid de taliu Tl_2O_3;

— gravimetric după reducere a fost determinat sub formă de iodură de taliu TlI.

În prima metodă a fost precipitat cu amoniac sub formă de $Tl(OH)_3$, calcinat la 600°C şi cîntărit ca Tl_2O_3. Din trei probe paralele s-a găsit 29,67% Tl_2O_3.

După a doua metodă, taliul trivalent a fost redus cu SO_2 în soluţie acidă la 40 — 50°C la taliu monovalent, a fost precipitat cu iodură de potasiu sub formă de TlJ, şi cîntărit tot ca TlJ. Din trei probe paralele a rezultat 26,93% Tl_2O_3.

Rezultatul mediu este 28,70% Tl_2O_3.

În determinarea potasiului s-a utilizat cu succes fotometrul cu flacără. După ieşirea mineralului cu soluţie fierbinte de NH_4Cl 0,04% s-a determinat potasiul în flacără aer-propan, cu aparatul, Zeiss Jena, Modell III, folosind filtrul de interferenţă 770 mμ. Rezultatul analizei este 5,45% K_2O.

Fierul a fost dozat complexometric cu complexon III faţă de acid sulfosalicilic ca indicator, în mediu acid (pH = 1 — 2) la 50 — 60°C. Analizele triplicate dau un rezultat mediu de 1,16% Fe_2O_3.

Determinarea sulfaţilor a fost efectuată după metoda clasică gravimetrică sub formă de sulfat de bariu. La soluţia mineralului s-a adăugat acid clorhidric pînă la schimbarea culorii indicatorului metiloranj şi s-au precipitat sulfaţii la fierbere cu soluţie de clorură de bariu 10%. Precipitatul a fost calcinat la 600°C. Pe baza a trei rezultate paralele conţinutul mediu este de 47,54% SO_3.

Apa de cristalizare s-a determinat prin metoda obişnuită de cîntărire a apei rezultate la încălzirea mineralului peste 350°C. Din trei determinări paralele s-a obţinut valoarea de 16,17% H_2O.

Cantitatea componenţilor secundari identificaţi prin analiza spectrală (MnO, ZnO, CaO, BaO, Al_2O_3) s-a evaluat spectrografic prin metoda apariţiei liniilor la 0,50% suma oxizilor.

Bazîndu-se pe aceste analize, compoziţia procentuală a mineralului, exprimată în oxizi, arată în felul următor:

Tl_2O_3	28,70%
K_2O	5,45
Fe_2O_3	1,16
SO_3	47,54
H_2O	16,17
$MnO + ZnO + CaO + BaO + Al_2O_3$	0,50
Total	99,52%

Analizele au fost efectuate cu o precizie de circa 5 — 6%.

Pentru a obţine material pur şi omogen pentru analiză, s-au selecţionat sub microscop cristale mici, omogene, libere de alte substanţe. Componenţii sterili care nu au putut fi îndepărtaţi nici sub microscop sînt formaţi din sulfaţi de mangan, zinc, calciu, bariu, aluminiu, precum şi oxizii lor, iar cantitatea lor este variabilă.

Analiza spectografică. Praful de mineral a fost evaporat din cavitatea electrolizilor de cărbune, cu arc de curent alternativ de 12 A. Lumina a fost descompusă cu spectograf de cuarţ de dispersie medie ISP—28, iar spectrele

au fost înregistrate pe plăci Agfa Blau Extra Hart, cu expunere de un minut. Plăcile s-au examinat la spectroproiector. Studiul spectrogramelor a arătat componenți principali, secundari și elemente (urme):

Component principal peste 1% Tl, K, Fe
Component secundar
0,01—0,1% Mn, Zn, Ba, Ca, Al
Elemente (urme)
0,001—0,01% Pb, Cd, Mg, Sb, Cu, As, Si.

Pe baza analizelor, formula chimică a mineralului exprimat în oxizi este următoarea:

$$Tl_2O_3.K_2O.8\ SO_3.15\ H_2O.$$

Menționăm că cantitatea de sulfat este mai mare decît cea stochiometrică necesară, pentru legarea compușilor prezenți. Aceasta se datorește prezenței acidului sulfuric liber, adsorbit de către sulfatul de taliu (III). Asemenea cazuri se mai întîlnesc, de exemplu, între sulfații de fier (III) puternic oxidați (3). După Glemin [10] sulfații de taliu (III) adsorb puternic cantități de acid sulfuric din soluția din care s-au format.

Solubilitatea mineralului este bună în apă fierbinte, mai rea în apă rece. Dizolvîndu-se în apă, are loc hidroliza cu formarea hidroxidului de taliu trivalent, roșu-brun. Se dizolvă bine în acid azotic la cald, și în acid sulfuric diluat.

Caractere fizico-chimice

Mineralul a fost analizat cu metoda termodiferențială, unde a fost obținută curba din figura 8. Această curbă prezintă două vîrfuri endotermice bine diferențiate: primul între 260—340°C, cu maximul în jur de 310°C, iar al doilea între 660—780°C, cu maximul în jur de 730°C.

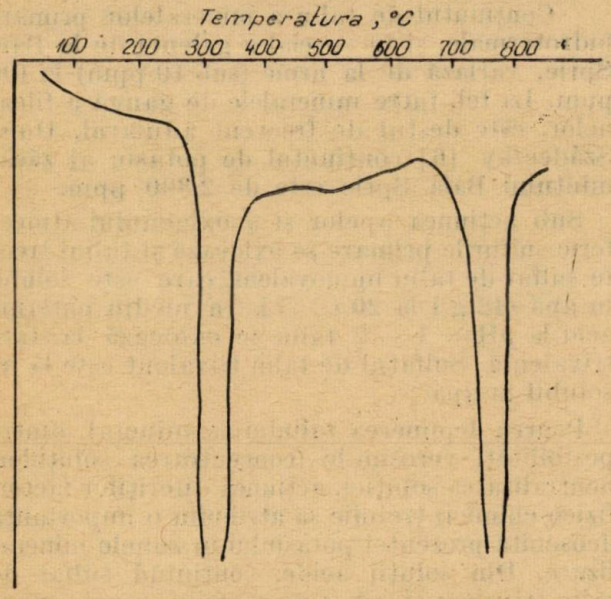


Fig. 8. Curba de analiză termodiferențială.

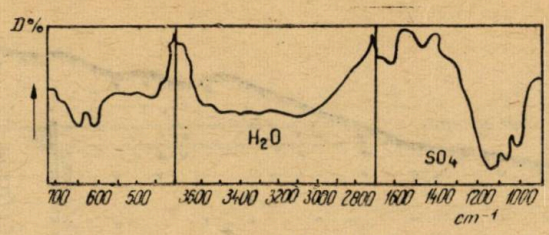


Fig. 9. Spectrul de absorbție în infraroșu.

Analiza termogravimetrică a fost executată pe baza curbei termodiferențiale. S-a constatat, că are loc o pierdere de 15,7% corespunzătoare primului vîrf, și o pierdere de 49,8%, corespunzătoare celui de-al doilea vîrf.

Materialul rezultat în urma analizei termogravimetrice a fost analizat chimic și s-a constatat că la primul vîrf se pune în libertate apa de cristalizare și începe descompunerea parțială a sulfaților. La al doilea vîrf descompunerea sulfaților continuă și rezultă oxid de taliu Tl_2O_3 și sulfați în proporție de 22,4%.

Spectrul infraroșu al mineralului a fost obținut cu un spectrometru automat UR—10, Zeiss, Jena, în condițiile următoare:

Prismă de KBr	400 — 700 cm^{-1}
Prismă de NaCl	900 — 1700 cm^{-1}
Prismă de LiF	2800 — 3700 cm^{-1}

1 mg din praful de minereu fin pulverizat (mărimea granulelor de ordinul micronilor) a fost amestecat cu 300 mg KBr și s-au presat tablete cu presiune de 70 kilopond [4].

Spectrul de absorbție în infraroșu este arătat în figura 9.

Din spectrul infraroșu se pot constata următoarele: în domeniul 900 — 1700 cm^{-1} se constată banda de absorbție a sulfaților la circa 1 100 cm^{-1}, scindată în trei benzi mai mici, care arată felul de legătură diferită a radicalilor de sulfat. Ipoteza prezenței bisulfaților nu este concludentă pentru că, după Bellamy [5], bisulfații nu dau bandă de absorbție la 1 100 cm^{-1}. În domeniul 2 800—3 700 cm^{-1} apare banda lată de absorbție cauzată de prezența apei în moleculă.

Condiții de zăcămînt

Mineralul a fost găsit în zăcămîntul Baia Sprie din regiunea Maramureș, la distanță de 10 km de orașul Baia Mare și la 2 km N. de centrul orașului Baia Sprie.

Zăcămîntul este cantonat în Dealul Minei (Mons Medius), 729 m deasupra nivelului mării. Este un zăcămînt hidrotermal, epimezotermal, alcătuit din filonul principal și filonul nou, situate la contactul eruptivului cu sedimentarul. Filonul principal este cantonat în partea superioară în eruptiv și este însoțit de o serie de ramuri și filoane paralele, atît în partea de sud,

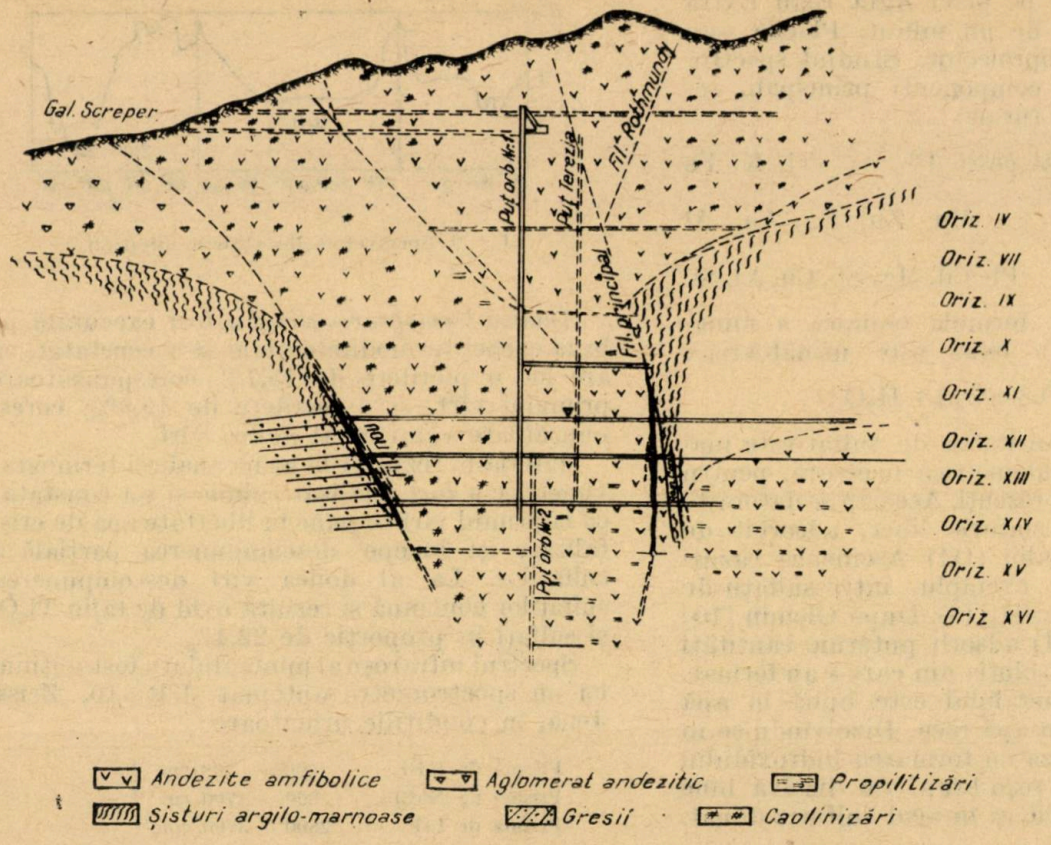


Fig. 10. Profil prin zăcămîntul Baia Sprie.

cît şi spre nord (fig. 10). Din grupul nordic a acestor filoane face parte filonul Rothmundi, în care a fost găsit mineralul la nivelul 516 m în galeria Screper. Această galerie a interceptat filonul la 489 m de gura galeriei. Filonul a fost deschis pe direcţie circa 17 m. Se găseşte la 88 m de filonul principal. Grosimea filonului, în medie, este de 1 m.

Acest filon este format din mineralizaţie complexă conţinînd ca minerale principale pirită, blendă, galenă, şi minerale accesorii: pirargirit, stefanit, calcopirită, stibină. Ca minerale de gangă predomină cuarţ, calcită. În cantitate destul de abundentă apar minerale secundare: caolin, hidroxizi de fier şi o serie de sulfaţi, între care predomină sulfatul de fier. Aceşti sulfaţi formează umplutura unor geode mai mici sau mai mari, situate în zona mediană a filonului. Ne găsim deci în zona de acumulare a sulfaţilor, în zona de oxidare [3].

Mineralul se găseşte în aceste geode în parageneză cu marcasită, baritină şi sulfat de fier. Marcasita formează incrustări fine sferoidale pe pereţii geodei, sau vinişoare în interiorul geodei. Pe ea găsim depuse cristalele de baritină şi cristalele mineralului de taliu, în agregate dense, uneori chiar concrescute cu baritina. Peste acestea se depun masele fibroase de sulfat de fier, umplînd spaţiul întreg. În aceste mase de sulfat de fier se mai găsesc şi cristale sau agregate separate ale mineralului, fiind chiar mai bine dezvoltate şi de dimensiuni mai mari ca cele depuse pe crustă.

După presupunerea noastră acest mineral s-a format în urma descompunerii hipergene a sulfurilor primare hidrotermale cu conţinut de taliu şi a mineralelor de gangă cu conţinut de potasiu.

Conţinutul de taliu a mineralelor primare hidrotermale, şi în special a galenei de la Baia Sprie, variază de la urme (sub 10 ppm) la 100 ppm. La fel, între mineralele de gangă a filoanelor, este destul de frecvent adularul. După Szádeczky [6] conţinutul de potasiu al zăcămîntului Baia Sprie este de 2 300 ppm.

Sub acţiunea apelor şi a oxigenului atmosferic sulfurile primare se oxidează şi taliul trece în sulfat de taliu monovalent, care este solubil în apă (48 g/l la 20°C) [7]. În mediu puternic acid la $pH = 1 - 2$ taliu se oxidează la stare trivalentă. Sulfatul de taliu trivalent este la fel solubil în apă.

Pentru depunerea taliului ca mineral, dintre posibilităţi verosimile (concentrarea soluţiilor, neutralizarea soluţiei, acţiunea diferiţilor factori fizico-chimici) trebuie să atribuim o importanţă deosebită prezenţei potasiului în zonele mineralizate. Din soluţii acide, conţinînd sulfat de taliu trivalent şi sulfat de potasiu, se pot separa sulfaţi dubli de taliu şi potasiu cu formula

$TlK(SO_4)_2$ n. H_2O. [8]. Probabil tot pe această cale s-a format şi acest mineral nou.

Taliul apare ca element minor şi în celelalte minerale din aceeaşi parageneză :

	Tl ppm
Baritină	100
Caolină	300
Sulfat de zinc	100
Hidroxid de fier	10
Marcasită	100

Privind forma pseudocubică a mineralului trebuie presupus că mineralul s-a depus iniţial în sistemul cubic, iar ulterior a trecut în sistemul rombic. Deci forma actuală nu este o pseudomorfoză după vreun alt mineral din sistemul cubic (galenă, fluorină), ci paramorfoză după forma iniţială a mineralului însuşi.

Fenomene şi produse de alterare a mineralului nu au fost observate.

Nomenclatura şi clasificarea

Criteriul cel mai important, care permite să considerăm că avem de-a face cu un mineral nou, este compoziţia chimică diferită de toate celelalte minerale de taliu cunoscute [7].

Face parte din grupa sulfaţilor cu formula generală ABX_4, fără anioni adiţionali, cu apă de cristalizare, unde A=Tl(III) şi K, iar BX_4= = anionul SO_4 [9].

Numele de monsmedit a mineralului derivă din denumirea în limba latină a Dealului Minei (Mons Medius) în care a fost găsit.

★

Mineralul este păstrat la muzeul mineralogic al Combinatului minier Baia Mare. Cantitatea de mineral existent în prezent este de 10—15 g.

BIBLIOGRAFIE

[1] Ney, M., Guielemin, C., Permingeat, F., I. P. de Roever. *Sur la nomenclature mineralogique.* Decision de la Comission des nouveaux minéraux et de noms de minéraux de l'Association International de Minéralogie. Bulletin Société Franç. de Mineral. et Cristallogr. 1961. LXXXIV. p. 96—105.

[2] Miheev, D. I. *Rentgenometriceskii opredelitel mineralov.* Moskva, 1957.

[3] Smirnov, S. S. *Zona okislenia sulfidnth mestorojdenii* Izd. A. N. S.S.S.R. M—L. 1955.

[4] Moenke, H. *Spektralanalyse von Mineralien und Gesteinen.* Akad. Verlag. Leipzig, 1962.

[5] Bellamy, D. I. *The infrared spectra of complex molecules.* Methuen et Co. London, 1954.

[6] Szadeczky-Kardoss, E. *Geokémia.* Acad. Könyvkiadó, Budapest, 1955.

[7] Ivanov, V. V. ş.a. *Tallii.* Izd. Akad. Nauk, S.S.S.R. Moskva, 1960.

[8] Náray Szabó, I. *Szervetlen kémia,* Akad. Könyvkiadó, Budapest, 1956.

[9] Winchell, A. N. şi Winchel, H. *Elements of optical mineralogy.* New York, 1951.

[10] x x x *Gmelins Handbuch der anorganischen Chemie. Thallium.*

Note

Posibilităţi de valorificare în industria siderurgică a resurselor interne de mangan

Ing. **GR. MIRCESCU**

Ridicarea indicilor calitativi ai producţiei siderurgice, impune necesitatea examinării situaţiei actuale în ce priveşte resursele interne de materii prime şi posibilităţile de a le pune optim în valoare. Dezvoltarea industriei siderurgice este strîns legată în prezent de rezolvarea importului unor materii prime şi materiale de exploatare, necesare în procesul de fabricaţie.

La alcătuirea programului de dezvoltare, se impune reexaminarea posibilităţilor miniere interne de care depind, în mare parte, elemente esenţiale ce condiţionează producţia siderurgică şi anume : minereurile de fier şi mangan, combustibiliul şi materialele refractare.

Pentru punerea în valoare mai raţională a minereurilor de fier, s-au dat în exploatare în ultimii ani, instalaţiile de preparare de la Teliuc, Căpuş şi Ocna de Fier care furnizează industriei siderurgice concentrate.

Minereurile de mangan sînt valorificate în prezent pe scară redusă pentru necesităţile siderurgice naţionale, ele constituind în mare parte un produs destinat exportului.

Punerea unei baze a industriei naţionale de feroaliaje este totuşi de un profund interes, accentuat prin Directivele Congresului al IX-lea al P.C.R., care prevăd dezvoltarea industriei oţelurilor aliate.

Sînt conturate în prezent cinci structuri geologice manganifere în care predomină următoarele minerale utile :

1. Munţii Sebeş — silicaţi de Mn.
2. Răzoare — carbonaţi de Mn şi Fe.
3. Delineşti — silico-carbonaţi de Mn.
4. Vatra Dornei — carbonaţi de Mn.
5. Vaşcău — Moneasa — oxizi de Fe şi Mn într-o masă argiloasă.

În tabelă sînt date cîteva analize chimice şi mineralogice orientative ale acestor minereuri.

Dintre aceste minereuri, au fost experimentate cu rezultate pozitive, pentru producerea feromanganului prin metoda în două trepte, minereurile de Sebeş, Delineşti şi Răzoare. Aceeaşi tehnologie urmează să fie verificată şi pe carbonaţii prăjiţi de Vatra Dornei, care sînt superiori calitativ celorlalte minereuri.

Condiţiile cerute minereurilor în tehnologia fabricării feromanganului şi silicomanganului, sînt următoarele :

— pentru feromangan : modulul $Mn/Fe > 5$; modulul $SiO_2/Mn < 0{,}4$; modulul $P/Mn < 0{,}0035$;

— pentru silicomangan : modulul $Mn/Fe < 1{,}2$; $SiO_2 > 20-25\%$ şi modulul $P/Mn \leqslant 0{,}001$.

Cu începere din 1955, s-a fabricat feromangan din minereu brut şi carbonat prăjit de Vatra Dornei, dar deoarece aceste minereuri nepreparate nu respectă condiţiile indicate mai sus, feromanganul obţinut a fost de calitate inferioară, neputînd fi utilizat decît la predezoxidări. Conţinutul acestuia a oscilat între limitele următoare : 50—55% Mn, 2—6% SiO_2, 0,5 — 1,2% P.

Sînt de studiat rezultatele ce s-ar putea obţine folosind un minereu preparat şi anume, plecînd de la un minereu brut de Vatra Dornei cu 25% Mn, 7,7% Fe, 27,4% SiO_2 şi 0,27% S se pot obţine prin zetaj, concentrate cu 33% Mn,

Tabela

Zăcămînt	Compoziţia chimică orientativă, %					Compoziţia mineralogică
	Mn	Fe	SiO_2	P	Gangă	
Munţii Sebeş Globul Rău	20,2	10,5	36,5	0,27	piroxeni, granaţi, amfiboli	spesartit, silicaţi şi carbonaţi de Mn
Răzoare	19,2	19,8	16,5	0,89	cuarţ, apatit, clorit, calcit	carbonaţi de Mn, rodonit, amfiboli, magnetit, oxizi Mn, pirotin
Delineşti	20	10	30—42	—		carbonaţi şi silicaţi de Mn
Vatra Dornei	24,8	10,0	26	0,28	cuarţite, şisturi cuarţitice	carbonaţi, oxizi şi silicaţi de Mn
Vaşcău — Moneasa	8,0	20,0	25,0	—	calcit, silice hidroxid de Al	limonit, hematit, oxizi de Mn

8% Fe, 18% SiO_2 și 0,3% P, cu o recuperare în greutate de 65% și extracția în metal de 80%. Aceste concentrate, supuse prăjirii, vor avea 41,5% Mn; 10% Fe; 22,5% SiO_2 și 0,38% S.

Date fiind conținuturile ridicate în fosfor în concentratele obținute, știind că limita admisibilă este 0,15% P, s-ar putea obține un feromangan cu circa 70% Mn și 0,5 — 0,7% P, care ar fi însă, de asemenea, necorespunzător pentru fabricarea oțelurilor de calitate, neputînd fi folosit decît la predezoxidare ca și produsul obținut din minereu neprepărat.

Concluzia care se degajă din cele de mai sus, pentru stadiul actual al acestei probleme, este că minereurile din bazinul VatraDornei, pot fi luate în evidență pentru fabricarea feromanganului în cuptorul electric, dar nu pot servi nici chiar preparate ca materie primă pentru fabricarea feromanganului de calitate. Rezolvarea problemei s-ar schimba însă radical, în cazul cînd s-ar reuși ca prin procedee de preparare să se elimine fosforul.

La uzinele Hunedoara, s-au făcut încercări pentru a obține feroaliaje de mangan și prin alte procedee. Astfel, în scopul eliminării fosforului și a îmbunătățirii modulului Mn/Fe, s-au făcut încercări industriale de zgurificare a minereurilor de Vatra Dornei, cu rezultate care lasă să se întrevadă posibilitatea fabricării silicomanganului în cuptoare electrice, după o prealabilă zgurificare în furnal. Silicomanganul obținut poate fi valorificat fie ca atare, fie ca materie primă pentru fabricarea unui feromangan afinat în cuptoare de afinare.

Procedeul zgurificării, urmat de afinare se poate aplica și minereurilor silicioase din Munții Sebeș și minereurilor fosforoase de la Răzoare și ar putea constitui obiectul unor încercări, pentru a fundamenta crearea unei industrii de feroaliaje de mangan la noi în țară.

Pentru utilizarea directă în furnale, la fabricarea fontei, cît și pentru valorificarea pe cale metalurgică în cuptoare Krupp — Renn sau cuptoare cu cuvă scundă, pot fi luate în considerare zăcămintele în care predomină silicații de mangan și anume: Munții Sebeș, Delinești și Moneasa — Vașcău.

Valorificarea metalurgică a acestor resurse de mangan, ar putea duce la înființarea unei industrii de feromangan, care ar satisface necesitățile interne și ar permite un export.

Rezervele de minereuri de mangan, care sînt pregătite pentru o exploatare imediată sînt cele de la Vatra Dornei, Delinești și Răzoare, cu următoarele perspectifve de dezvoltare, cunoscute la ora actuală:

— În bazinul Vatra Dornei, prin punerea în exploatare a zonelor cunoscute de minereu sărac, s-ar putea asigura o capacitate de producție de circa 300 000 t/an minereu brut, cu un conținut de 28—33% Fe+Mn. Carbonații se pot îmbogăți prin prăjire, zețaj, sau separare magnetică pînă la un conținut de 32 — 46% Mn, iar oxizii prin procedee combinate hidrogravitice și chimice, pot da concentrate cu peste 50% Mn.

— La Delinești, pe baza rezervelor conturate, s-ar putea crea o capacitate de producție de 100 — 200 000 t/an minereu, cu un conținut de 28 — 30% Fe + Mn, valorificabil direct în furnal sau la producția de feroaliaje.

— La Răzoare sînt puse în evidență rezerve pe care s-ar putea crea o capacitate de producție de circa 250 000 t/an minereu brut cu 38% Fe+Mn, care se poate îmbogăți prin separare magnetică și concentrare gravimetrică la 49% Fe + Mn. Aceste concentrate se pot prăji ulterior, ajungînd la 58—60% Fe + Mn.

Se poate deci aprecia o capacitate totală de producție în cîmpurile vechi de exploatare de 600 — 800 000 t/an, posibilă de creat în cîțiva ani.

În ce privește tehnologia preparării minereurilor de mangan din cîmpurile noi de rezerve, se cunosc pînă în prezent următoarele posibilități:

— Pentru argilele feruginoase de Moneasa prepararea pe cale mecanică nu este posibilă cu indici acceptabili, din cauza impregnațiilor micronice de fier și mangan în masa argiloasă. Metoda cea mai avantajoasă de îmbogățire, ar rămîne spălarea (pe ciur sau în cuvă, urmată de clasare și deșlamare) care din sortul de argilă brună, obține concentrate cu 34 — 35% Fe; 10 — 18% Mn și un șlam cu 22% Fe și 8% M.

— Minereul de mangan din Munții Sebeș, fiind constituit din silicați de Mn, intim concrescuți cu celelalte minerale nemetalice, nu este apt de a fi îmbogățit prin procedee de preparare mecanică și ca atare ar rămîne de cercetat numai procedeul metalurgic de zgurificare urmat de afinare.

Încercări de preparare s-au făcut și pentru diferite sorturi de minereuri de la minele în exploatare. Astfel, pentru minereul de Răzoare, care are o concrescență înaintată între mineralele componente, a căror greutate specifică este foarte apropiată nu s-au obținut rezultate satisfăcătoare decît prin separarea magnetică urmată de concentrarea pe mase a sterilului rezultat. Mineralele componente sînt:

— pentru fier — 30% carbonați, 55% oxizi și 15% silicați;

— pentru mangan — 65% carbonați, 5% oxizi și 30% silicați.

S-au obținut pentru fracția 1—5 mm concentrate magnetice cu 24 — 25% Fe, 24 — 25% Mn, 12% SiO_2, 1,1% P și 12% PC. Concentratele pe mase au 20% Fe și 22% Mn, iar sterilele 17% Fe și 20% Mn. Fracția 0 — 0,5 mm prin separare magnetică umedă a dat concentrate mai bogate, dar cu o recuperare mică.

Diferite sorturi de minereu de mangan de la Vatra Dornei (oxizi, carbonați, șlam de la iazul de decantare, concentrate obținute prin flotație) se pot îmbogăți în condiții satisfăcătoare prin procedee chimice (tratări cu acid sulfuric, pirită, sulfat feros etc.), cu extragerea manganului total din oxizi și carbonați și parțial din silicați. Prin deferizarea concentratelor mixte se obțin concentrate manganoase cu peste 50% Mn și sub 1% Fe. Flotația nu poate să separe silicații de mangan de carbonați, care sînt fin concrescenți, astfel că îmbogățirea pe această cale nu se face decît în proporție de 10 — 15% (de la 29 — 32% Mn la 33 — 35% Mn).

Prin tratarea chimică cu sulfat de amoniu a concentratelor de la flotație, se obțin însă concentrate cu 57,8% Mn, 0,87% Fe, 0,11% SiO și P = urme, foarte potrivite la fabricarea feromanganului și la un preț de cost care duce la beneficii. Rămîne de studiat și zețajul unui minereu ce s-ar obține printr-o exploatare selectivă, constituit din carbonați în care predomină rodocrozitul.

Prețul de cost al feromanganului de călitate elaborat prin procedeul de reducere în trepte, cu minereurile menționate, într-o uzină de circa 30 000 t/an capacitate este în continuă scădere. Prețul de cumpărare prin import al feromanganului cu 75% Mn este de 890 — 900 Rb/t. Rezultă, că chiar în ipoteza că se folosesc concentrate al căror preț de cost depășesc valoarea lor, metalurgia feromanganului poate fi rentabilă.

Este de reținut deci că în țară există minereuri complexe de mangan și fier, care pot alimenta o industrie de feromangan indigenă, cu rezultate satisfăcătoare, prin aplicarea procesului de reducere în trepte.

BIBLIOGRAFIE

[1] ***. *Rapoartele cercetărilor făcute de ICEM asupra fabricării feromanganului și silicomanganului din minereuri indigene*, 1963—1966.

[2] ***. *Rapoartele cercetărilor făcute de ICEMIN cu privire la valorificarea minereurilor de Răzoare, Moneasa — Vașcău și Sebeș — Pravăț*, 1964—1967.

Bazinul de săruri de potasiu din Congo (Brazzaville)

Pe o suprafață foarte mare, începînd din Gabon (la nord) și trecînd prin Congo (Brazzaville), Cabinda, Congo (Kinshasa) și pînă în Angola (la sud) se dezvoltă cel mai mare zăcămînt de săruri de potasiu cunoscut pînă în prezent pe glob.

În Congo (Brazzaville) zăcămîntul este dezvoltat (pe circa 4 000 km²) normal, netectonizat, fiind situat la cîteva sute de metri de suprafață; spre nord și sud, zăcămîntul se adîncește fiind întîlnit în Gabon și Angola la peste 1 000 m adîncime. Orizontul productiv, aparținînd albianului, se dezvoltă pe 400 pînă la 600 m grosime, atingînd în unele zone grosimi apropiate de 1 000 m (951 m în sondajul K 5) și este constituit dintr-o alternanță de sare gemă și săruri de potasiu, cu rare și subțiri intercalații de argile.

Prin efectuarea a circa 36 000 m de sondaje, s-au pus în evidență 10 cicluri de evaporare (orizonturi productive) care conțin fiecare un număr variabil de strate cu grosimi diferite.

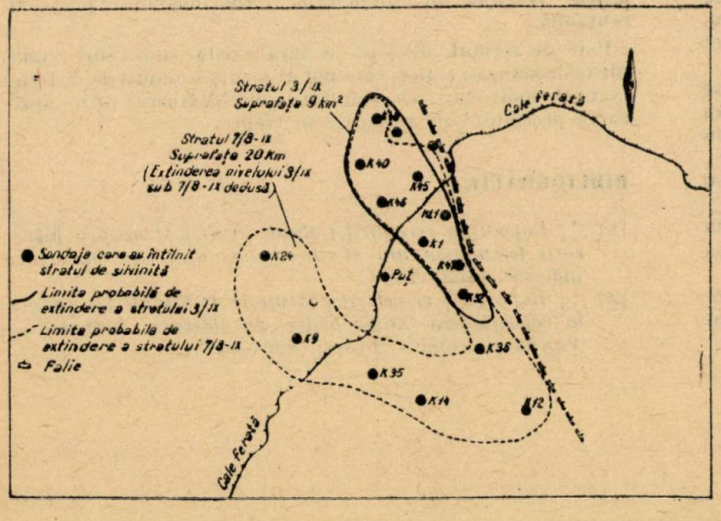
De exemplu, ciclul IV este reprezentat de cinci strate însumînd 17,5 m grosime, ciclul VII are 19 strate cu o grosime a utilului de 130 m, ciclul X are 28 strate cu o grosime totală de 142 m etc. În general, grosimea stratelor variază în limite largi, de la 0,50 m pînă la 17 — 18 m, într-un caz atingînd și 25 m.

Mineralizația, în principal, este reprezentată prin carnalit, care are conținuturi de 16 % K_2O (apropiate de limita maximă posibilă) și în mod secundar din silvinită care apare sub formă de lentile întinse, avînd conținuturi între 10 și 38 % K_2O.

Carnalitul neprezentînd condiții avantajoase de prelucrare s-a preconizat exploatarea unor lentile de silvinită și anume a zăcămîntului din zona Holle-Saint Paul, situat în imediata apropiere a căii ferate care leagă Brazzaville de portul Pointe-Noire.

Zăcămîntul ales pentru exploatare (fig. 1) este compus din două lentile de silvinită, prima (stratul 7/8 din ciclul IX) cu o grosime de 1,8 m, suprafața circa 20 km² și conținutul în jur de 20 % K_2O situată la 290 m de suprafață. A doua lentilă (stratul 3 din ciclul IX), situată la circa 10—20 m în culcușul primei, are o grosime de 3 m, suprafața circa 9 km² și conținutul de 38 % K_2O. Rezervele geologice probate se ridică la 43 mil tone, iar cele industriale la 35 mil tone, din care se prevede recuperarea a 60 %. Este de menționat că în ciclul II, situat în culcuș, există de asemenea o rezervă de circa 12 mil tone silvită cu 21,7 % K_2O, care poate fi exploatată ulterior. Pentru a aprecia mai ușor importanța numai a acestui cîmp, care se pune în exploatare, menționăm că marile exploatări din Alsacia (Franța) și Carlsbad (S.U.A.) exploatează zăcăminte cu 17 — 18 % K_2O, iar zăcămîntul de mare adîncime de la Saskatchewan (Canada) are un conținut de aproape 30 % K_2O.

Fig. 1.



I. Exploatarea — Producția

Producția anuală pentru prima etapă s-a proiectat la 1 520 000 t de minereu brut (extras din stratul 3) corespunzînd la 830 000 t/an de clorură de potasiu. Producția va fi realizată în 300 zile de extracție în două schimburi și 350 zile de preparare pe trei schimburi. Intrarea în producție a minei este prevăzută pentru luna ianuarie 1969.

Lucrările de deschidere au început în luna noiembrie 1964, prin săparea unui puț de 420 m adîncime și 5,5 m diametru liber, care s-a terminat în trim. IV. 1967. Este de menționat că pentru săparea puțului a trebuit traversată o zonă acviferă de 300 m. Trecerea prin această zonă s-a efectuat prin metoda congelării, congelare care s-a realizat prin forarea a 34 sondaje de 300 m.

În prima etapă s-a executat numai un singur puț, amenajat (fig. 2) cu două compartimente, unul pentru extracție (echipat cu 2 skipuri de 12,5 t, cu o capacitate de 360 la 600 t/h) și aspirarea aerului viciat și un al doilea compartiment (izolat etanș de primul) pentru serviciu (echipat cu o colivie cu contragreutate), care este utilizat și la intrarea aerului curat în subteran.

Rampele subterane sînt echipate pentru alimentarea pe bandă a unei stații de preconcasare la 50 mm, stocaj intermediar, dozatoare etc. Rampa de la suprafață este prevăzută cu două nivele, unul pentru primirea producției și al doilea pentru personal și manevra materialelor. Întreaga instalație este automatizată.

Legătura dintre stratul 3 și puț se va realiza prin trei galerii paralele de 1 000 m, separate prin pilieri de 10 m lățime, care se execută în sare gemă, eliminîndu-se orice fel de susținere. Galeriile se vor executa cu mineri continui. Galeria din mijloc (fig. 3) va fi echipată cu o bandă (lărgime 1,2 m, viteză 2 m/s, debit maxim 1 500 t/h). Galeriile laterale vor servi pentru intrarea și ieșirea aerului. Galeria de intrarea aerului curat va fi utilizată și pentru transportul personalului și a materialului. Săparea galeriilor este prevăzută a se executa în patru luni.

Fig. 2.

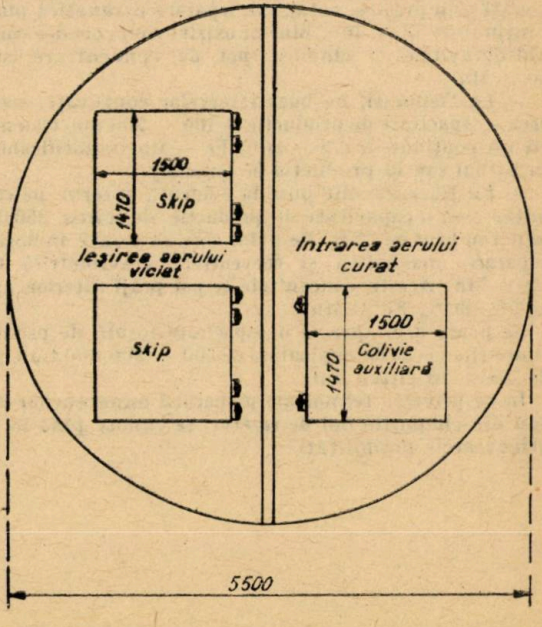
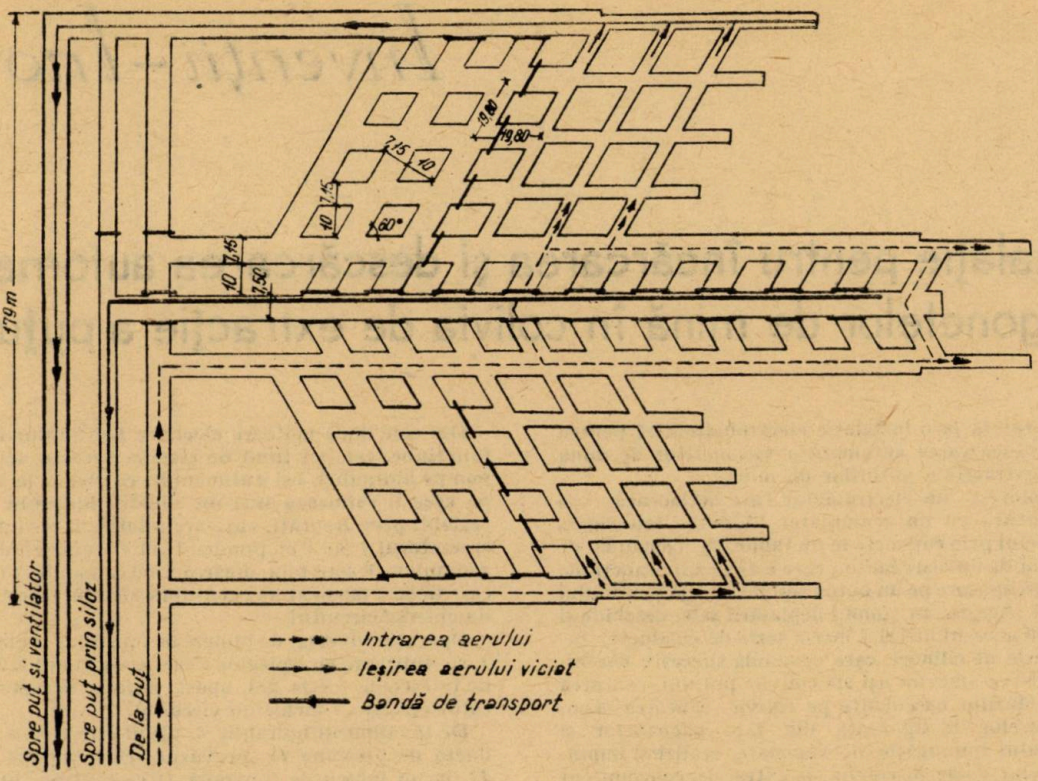


Fig. 3.



Metoda de exploatare preconizată este cea a camerelor cu pilieri abandonați. În figura 3 se poate urmări schema de exploatare (panouri de 180 m lărgime cu galerii de 7,2 m lărgime și pilieri de 100 m²). Se va utiliza metoda de exploatare în avans, evitîndu-se pierderile de timp inutile și realizîndu-se punerea în producție imediat ce s-a atins zăcămîntul.

Echipamentul de abataj va consta în mineri continui, haveze, perforatoare, încărcătoare și camioane navetă sau camioane autoîncărcătoare.

Trasarea și lărgirea se va efectua cu mineri continui, iar desprinderea minereului rămas la tavan sau pe culcuș (în zonele cu îngroșări) se va efectua cu haveze sau prin pușcare.

Panoul de exploatare va fi împărțit printr-o rețea centrală de trei galerii paralele (săpate cu mineri continui) și legate între ele din 20 în 20 m. Galeria centrală va fi echipată cu o bandă (debit 1 200 t/h), pe care se va deversa lateral producția din camere. Cele două aripi (de 75 m) ale panoului vor fi deservite de cîte un miner continuu care va efectua trasarea și lucrările de pregătire, lărgirea efectuîndu-se prin hăvare și pușcare.

Aerajul se va realiza prin intermediul unui ventilator de 80 — 100 m³/s, plasat la baza puțului.

II. Tratarea minereului la zi

Minereul brut 0—50 mm alimentează, prin benzi, morile cu percuție care sînt prevăzute pentru două etape de concasare, o concasare la 8 mm și ulterior la 3,3 sau 2,4 mm. Pentru alimentarea în schimbul trei a morilor este amenajat un stoc de 20 000 t.

Ciuruirea se va executa, fie cu ciururi sistem Rhewum cu unde sonore, fie prin sistemul Koch, prin rezonanță. Minereul brut va sosi în flotație cu compoziția aproximativ de :

KCl — 60%
NaCl — 39,5%
Insolubil — 0,5 %.

Minereul se pretează la o flotare cu granulometrie mare, dar care impune totuși o flotare separată pentru granulometria mare și pentru cea fină (mai mică ca 0,8 mm).

Concentratele provenite de la flotare vor fi filtrate, spălate și ulterior uscate.

Clorura de potasiu obținută de la flotație va fi transportată pînă la port cu vagoane de 48 t pe calea ferată, prin două garnituri navetă cu o capacitate de 1 300 t sarcină utilă. Este prevăzută încărcarea și descărcarea automată în și din vagoanele de cale ferată.

În port s-a prevăzut construirea unui depozit acoperit de 65 000 t, cu o capacitate de încărcare de 2 500 t/h în vapoare prin transportoare cu bandă. În port s-a amenajat un culoar de benzi care ies în larg pînă la 1 500 m, pentru a permite alimentarea vaselor cu un deplasament de 65 000 t.

III. Costuri

Investițiile totale se ridică la 81 mil dolari, care se repartizează aproximativ astfel :

Cercetări,	7 mil dolari
Cheltuieli generale ; fond de rulment,	9 mil dolari
Contracte de lucru și material,	55 mil dolari

din care :

— amenajarea în port și instalațiile de încărcare,	15 mil dolari
— instalațiile de la suprafață și uzina de preparare,	21,8 mil dolari
— puțul, utilajele etc.	7,0 mil dolari
— centrala electrică,	5,3 mil dolari
— locuințe,	5,6 mil dolari
Alte cheltuieli,	10 mil dolari
	81 mil dolari

Prelucrare după articolele :
Esquisse géologique du bassin potassique Congolais, R. Lambert
La mise en exploitation du bassin potassique Congolais, de V. Depege
publicate în Annales des mines — noiembrie 1967.

Ing. **R Gaube**

Instalaţie pentru încărcarea şi descărcarea automată a vagonetelor de mină în colivia de extracţie a puţurilor

Invenţia se referă la o instalaţie electrohidraulică pentru încărcarea şi descărcarea automată a vagonetelor de mină în colivia de extracţie a puţurilor de mină.

Instalaţia foloseşte un electromotor care acţionează o pompă în legătură cu un acumulator hidraulic telescopic, care trimite uleiul prin conducte la un tablou de comandă, de unde este dirijat de un distribuitor, care este pus în funcţiune printr-o singură apăsare pe un buton solidar cu tija pistonului ditribuitorului. Acesta, în timpul deplasării sale, deschide şi închide pe rînd accesul uleiului într-o serie de conducte, racordate la o serie de cilindri, care comandă succesiv deschiderea şi închiderea ambelor uşi ale coliviei puţului, ridicarea şi coborîrea podurilor basculante pe colivie, ridicarea şi coborîrea opritoarelor de siguranţă din faţa vagoanelor şi acţionarea calului împingător de vagonete, realizînd împingerea vagonetelor goale în colivia de extracţie, concomitent cu scoaterea celor pline.

Din cele două motoare electrice *1* şi *2* numai unul este în funcţiune, celălalt fiind de rezervă ; acesta acţionează două pompe hidraulice *3* şi *4* alimentate cu ulei de la un rezervor *5*, pe care îl refulează într-un cilindru hidraulic telescopic *6*, reglabil prin greutăţi, care are rolul de a opri automat electromotorul *1* sau *2* cu pompa *3* sau *4* atunci cînd cilindrul de acumulare *6* este plin, oprirea fiind comandată de o pîrghie *7*, care în acel moment apasă asupra unui întreruptor electric *8*, deschizînd circuitul.

Operaţia inversă, de punere în funcţiune a electromotorului *1*, se realizează cu o pîrghie *9* care atunci cînd cilindrul hidraulic telescopic *6* este gol, apasă asupra manetei întreruptorului electric *8* închizînd circuitul.

De la cilindrul hidraulic *6*, uleiul este trimis printr-o conductă de presiune *10*, prevăzută cu o supapă de siguranţă *11*, la un tablou de comandă *12* ce conţine un manometru de presiune *13* şi trei butoane care comandă nişte distribuitoare

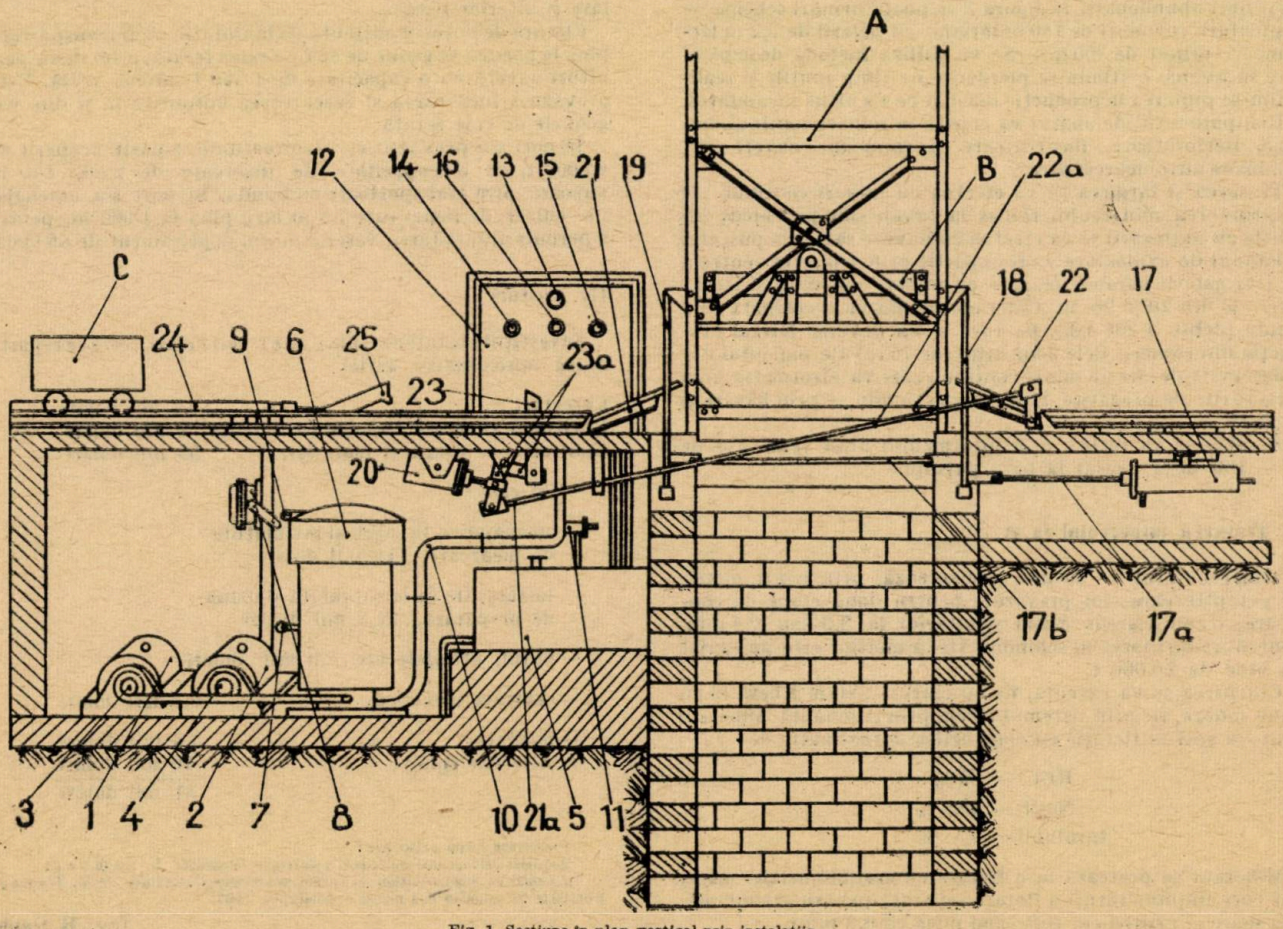


Fig. 1. Secţiune în plan vertical prin instalaţie.

și anume : *14* pentru deservirea unei colivii, 15 pentru deservirea celei de a doua colivii și *16* pentru transportul personalului.

Prin apăsare pe butonul *14*, solidar cu tija pistonului distribuitorului, acesta închide și deschide pe rînd accesul uleiului în diverse conducte care alimentează o serie de cilindri hidraulici care comandă părțile componente ale instalației în ordinea succesiunii operațiilor.

Prima operație, comandată de accesul uleiului sub presiune într-un cilindru hidraulic *17*, este deschiderea ambelor uși *18* și *19* ale puțului de mină A, prin intermediul pîrghiilor *17 a* și *17 b*. În continuarea cursei pistonului distribuitorul se alimentează cu ulei, un alt cilindru hidraulic *20*, care pe de o parte, prin intermediul unor pîrhghii *21 a* și *22 a*, comandă coborîrea celor două poduri basculante *21* și *22*, iar pe de altă parte, prin pîrghiile *23 a*, comandă retragerea unei siguranțe *23* de blocare a vagonetelor *C*.

Ultima operație, comandată de pistonul distribuitorului, este deschiderea accesului uleiului, sub presiune, spre un cilindru *24*, care acționează un cal împingător *25* care împinge vagonetele goale *C*, în colivia *B* de extracție, concomitent cu scoaterea celor pline din colivie.

Pentru executarea operațiilor în sens invers, se trage în afară butonul *14* al distribuitorului care comandă, succesiv, închiderea ușilor *18*, *19*, ridicarea podurilor basculante *21*, *22*, ridicarea siguranței *23* de blocare a vagonetelor, retragerea calului de împingere a vagonetelor *25*, recuperarea și dirijarea uleiului folosit în rezervorul de colectare de unde este din nou folosit.

Invenția prezintă următoarele avantaje : este economică, prezintă siguranță în exploatare datorită automatizării complete, iar operațiile se execută într-un timp scurt.

Brevet R.S.R. 48895
Titular Min. Minelor
Autor Ion Nemecsek
Inregistrat 31.8.1967
Publicat 6.11.1967
Dosar O.S.I. 46738
Clasificare 35 a, 9/12

Ing. **M. VRÎNCEANU**

Recenzii

Brana V. **ZĂCĂMINTELE NEMETALIFERE DIN ROMÂNIA**

Rareori s-a putut afirma că umplerea unui gol de mult timp resimțit în bibliografia geologică constituie, totuși, o surpriză pe cît de utilă pe atît de oportună. În adevăr, cartea de curînd apărută cu titlul *Zăcămintele nemetalifere din România* de geologul Viorel Brana, deși era de mult timp necesară, este deosebit de binevenită exact într-o perioadă, în care un accent special se pune pe intensificarea cercetărilor menite să pună în valoare cît mai bine și cît mai multe din substanțele noastre minerale nemetalifere.

Apariția tot mai frecventă și la un nivel mereu mai ridicat al cărților științifice și tehnice se explică prin ambianța spirituală statornicită în România ca și prin prețuirea tot mai evidentă a oamenilor de știință.

În ultimele două decenii o dată cu progresul științific și tehnic, întreaga industrie extractivă din țara noastră se află în plin progres și cunoaște o dezvoltare fără precedent.

Această multilaterală și cuprinzătoare dezvoltare este o consecință a structurii geologice deosebit de variată a pămîntului românesc, al cărui relief în ansamblul său alcătuiește însă o unitate morfologică atît de pregnantă și de caracteristică unității poporului nostru.

Rezultatele valoroase care au fost obținute în privința cercetării, exploatării și folosirii substanțelor minerale, se întemeiază pe o milenară tradiție minieră și pe excelentele roade ale școlii române de geologie, care se bucură și peste hotare de cele mai favorabile aprecieri.

Lucrarea asupra zăcămintelor nemetalifere cuprinde 472 pag. și este ilustrată de 127 figuri cu hărți și profile geologice, diferite scheme și fotografii, precum și 68 de tabele în care sînt redate conținuturi de substanțe utile, compoziții chimice, rezerve, proprietăți pe care trebuie să le îndeplinească anumite substanțe pentru a îndeplini condițiile cerute de STAS etc.

De asemenea, cartea mai conține, ca anexă, o hartă a răspîndirii zăcămintelor nemetalifere din Republica Socialistă România.

Interesul deosebit pe care-l prezintă cartea întocmită de geologul V. Brana și publicată de Editura tehnică mai este subliniat și de faptul că valoarea totală a substanțelor minerale nemetalifere exploatate anual în toată lumea depășește valoarea minereurilor metalifere, iar cerințele sînt în creștere.

Cele unsprezece capitole ale cărții grupează substanțele minerale utile după compoziția chimică și după anumite proprietăți sau înrudiri. Cunoștințele referitoare la fiecare substanță sînt bine sistematizate, ținîndu-se seama de istoricul folosirii substanței respective, de proprietățile și întrebuințările sale, precum și de datele geochimice existente. Apoi se analizează condițiile în care substanțele minerale au luat naștere și, ținîndu-se seama de geneza zăcămintelor, se arată răspîndirea lor, posibilitățile de exploatare și apoi de preparare, în scopul obținerii substanței în stare cît mai pură. În finalul expunerii consacrate fiecărei substanțe, se menționează, sub titlul, *date economice* o serie de informații privind rezervele și producția altor țări și unele indicații privind prețul și condițiile de desfacere a producției corespunzătoare pe piața mondială.

Astfel, se constată că lucrarea cuprinde un material documentar foarte prețios, atît pentru geologi și mineri, cît și pentru preparatoriștii și chimiștii care se ocupă cu valorificarea substanțelor minerale nemetalifere.

Capitolul I al lucrării se ocupă de sulf (29 pag.) și de grafit (15 pag.), asupra cărora sînt expuse cu claritate toate datele utile.

Capitolul II, tratează sărurile haloide și haloizii (38 pag.), începînd cu sarea gemă, după care urmează sărurile de potasiu și magneziu. Ultimele 7 pag. se referă la fluorină, brom și iod.

Dacă ținem seama de importanța economică a zăcămintelor noastre de sare, numărul limitat de pagini, care li se acordă, apare prea restrîns. Aceasta se explică totuși prin faptul că despre zăcămintele de sare au mai fost tipărite și alte lucrări speciale, precum și prin faptul că noi lucrări sînt în curs de redactare.

Capitolul III grupează, sub denumirea „oxizi și hidroxizi", cuarțul și brucitul cărora li se consacră 7 pag.

Capitolul IV cuprinde carbonații de calciu (calcit și cragonit), de magneziu și de bariu ale căror proprietăți și întrebuințări corespunzătoare, precum și geneza lor, sînt pe cît de succint, pe atît de complet indicate în cele 15 pag. acordate acestor substanțe.

Capitolul V este dedicat boraților, asupra cărora sînt expuse în cele 8 pag. datele cele mai interesante privind istoricul, proprietățile, întrebuințările, geochimia, geneza și răspîndirea mineralizațiilor de bor.

În capitolul VI sînt incluși sulfații de bariu, stronțiu și calciu, cărora li se acordă interesul cuvenit în cele 29 de pag.

Capitolul VII consacră 12 pag. fosfaților, pentru a arăta amănunțit, atît întrebuințările, cît și geneza și răspîndirea lor în țara noastră.

Silicații sînt grupați în capitolul VIII (46 pag.) în care găsim datele necesare despre granați, azbest, talc și teatit, glanconit, volastonit și vermiculit.

Pegmatitele fac obiectul capitolului IX (26 pag.) care se ocupă de această categorie de roci cu mică (muscovit și flogopit), cu feldspați și uneori cu spodumen.

Capitolul X intitulat *compuși organici*, tratează destul de amănunțit (8 pag.) chihlimbarul a cărui geneză a fost recunoscută de Plinu cel Bătrîn.

Ultimul capitol XI este cel mai voluminos (204 pag.), deoarece include un număr de circa 30 de roci cu întrebuințări industriale deosebite, începînd cu sienitele nefelinice, sticlele și tufurile vulcanice, piatra ponce, perlitele, bazaltul, diferitele categorii de argile, caolinul, pămînturile colorate, nisipurile cuarțoase, diatomitele, diverse roci calcaroase, marmura, creta, marnele, rocile dolomitice și cele zeolitifere, serpentinitele, rocile silicoase (cuarțite și cuarț), iar în final este amintită și ardezia.

Apariția unei atît de documentate cărți asupra zăcămintelor nemetalifere din țara noastră constituie un eveniment deosebit de îmbucurător și înseamnă totodată deschiderea unor noi perspective pentru cercetările în curs și pentru cele viitoare și din acest punct de vedere prezintă un interes economic necontestat.

Cartea este nu numai utilă dar absolut necesară tuturor geologilor, inginerilor și tehnicienilor, care activează în industria extractivă și în domeniul valorificării produselor miniere. Ea mai poate fi citită cu folos de oricine este dornic să se instruiască.

Prof. V. Patriciu

Utilaje folosite la extracția și prepararea substanțelor minerale *)

În ultimii ani în toate țările a luat o foarte mare dezvoltare construirea de importante obiective civile și industriale uzine, combinate, lucrări hidrotehnice, căi ferate, modernizarea rețelelor rutiere existente, executarea de noi artere de circulație de mare capacitate, amplificarea orașelor cu noi cartiere de locuințe și complexe urbanistice, construirea de noi orașe etc.

Realizarea tuturor acestor lucrări a necesitat și necesită continuu cantități considerabile de materiale de construcție : ciment, var, cărămizi, pietriș, nisip, piatră de construcție etc.

De asemenea, unele industrii de bază (de exemplu : siderurgică, a materialelor de construcție, refractară, a îngrășămintelor chimice, sticlăriei etc.) necesită, pentru realizarea fluxurilor tehnologice, importante cantități de substanțe minerale utile.

Obținerea acestor materiale în cantitățile și în ritmul cerut a făcut necesară cercetarea și darea în producție de noi zăcăminte de roci utile de natură eruptivă (granite, bazalte, porfire, gabrouri), sedimentară (gresii, argile, marne, calcare, dolomite, gipsuri, fosfați, minereuri de fier, combustibili minerali) sau metamorfică (șisturi, gneisuri).

Realizarea de construcții de bună calitate, ca și exigențele tehnologice ale uzinelor și industriilor utilizatoare, au obligat să se pună la dispoziția acestora cantitățile de materiale necesare în ritm constant, cu aceleași caracteristici (compoziție chimică, impurități, granulație, umiditate etc.) și la prețurile cele mai scăzute posibil.

În marea majoritate a cazurilor, extracția substanțelor minerale utile menționate s-a făcut prin exploatări la zi, în care scop s-au construit cariere cu mari capacități de producție, asociate cu instalații de preparare corespunzătoare, capabile să asigure livrarea produselor, cantitativ și calitativ, conform exigențelor consumatorilor.

Pentru satisfacerea condițiilor de cantitate, calitate și prețuri reduse, carierele și instalațiile de preparare au trebuit să fie puternic mecanizate și în bună parte automatizate, bineînțeles în concordanță cu rezervele conținute în zăcămintele respective, astfel ca să fie asigurată amortizarea importantelor investiții făcute.

Instalațiile și utilajele folosite sînt în continuă evoluție tehnică prin realizarea de noi și variate tipuri menite să rezolve, cît mai satisfăcător, problemele dificile pe care adesea le pun unele zăcăminte și instalații de preparare.

Dată fiind marea gamă a utilajelor și instalațiilor care pot veni în considerare, pentru a veni în sprijinul proiectanților, constructorilor și utilizatorilor, Jean Costes în lucrarea sa prezintă o sinteză a acestora, în funcție de caracteristicile și importanța zăcămîntului, de capacitatea producției, care trebuie realizată și de destinația produselor miniere rezultate.

În materialele prezentate autorul a urmărit să dea o informare cît mai completă, bazată pe documentația obținută prin studierea lucrărilor de specialitate, vizitarea a numeroase cariere și pe consultarea unor specialiști de înaltă calificare.

Lucrarea este formată din două părți fiecare împărțită în mai multe capitole și anume :

Partea I, în care sînt studiate tot ceea ce poate interesa construirea unei cariere, cuprinde :

Capitolul I. Studiul condițiilor de rentabilitate

Capitolul II. Extracția în carieră

Capitolul III. Extracția prin galerii de mari dimensiuni

Capitolul IV. Extracția în carierele de balast, pietriș și nisip

Capitolul V. Manipularea materialului extras

Partea a II-a se ocupă cu prezentarea și folosirea utilajelor din instalațiile de prepararea substanțelor minerale și cu probleme privind controlul instalațiilor, comercializarea produselor și securitatea și igiena muncii, cuprinde :

Capitolul I. Fazele preparării substanțelor minerale

Capitolul II. Alimentarea utilajelor de sfărîmare

Capitolul III. Linii primare de prelucrare

Capitolul IV. Linii secundare și terțiare de prelucrare

Capitolul VI. Uscarea. Desprăfuirea

Capitolul VII. Laboratorul de control

Capitolul VIII. Comercializarea produselor

Capitolul IX. Centralizarea comenzilor

Capitolul X. Instalații mobile, semi-mobile și mixte de preparare

Capitolul XI. Întreținerea. Reparații. Piese de schimb

Capitolul XII. Securitatea și igiena muncii

În lucrarea sa, autorul a reușit să prezinte o sinteză a tehnicii actuale, chiar dacă unele din utilajele descrise sînt încă în faza experimentală.

Ing. I. Gheorghiu

*) „Matériels d'éxtraction et de préparation des minéraux". Jean Costes, Editeur Eyrolles, Paris, 1968.

MAȘINI DE EXTRACȚIE CU MULTICABLU

MACHINOEXPORT

SSSR·MOSHVA

MACHINOEXPORT

ECONOMICITATE-SIGURANȚĂ ÎN EXPLOATARE-GABARIT REDUS

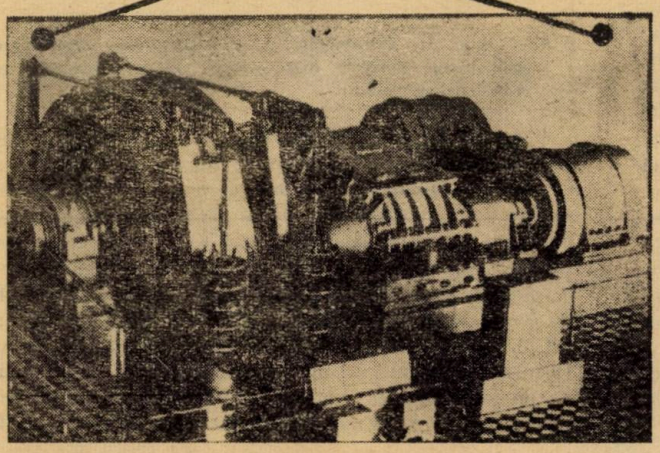
— **pentru echiparea instalațiilor de extracție verticală în minele de cărbuni și minereuri;**
— **pentru extracția substanțelor utile și steril;**
— **pentru transportul personalului, a materialelor auxiliare și utilajului;**
— **pentru revizia și controlul puțurilor.**

Mașinile de extracție cu multicablu se construiesc pentru orice capacitate, de la 3 la 50 tone și orice adîncime, (pînă la 1600 m) cu viteza de extracție pînă la 60 m/s. Mașina poate fi în execuție dreapta sau stînga, motor asincron cu reductor sau motor cu turație mică, fără reductor. Complexul electromotorului și aparaturii permite asigurarea oricărui regim de lucru a instalației de extracție — automat, cu comandă de la distanță, de la rampa superioară de primire și comandă de mînă din sala de mașini.

Mașinile de extracție de fabricație sovietică asigură securitatea muncii, au gabarit și greutate redusă, consum specific redus de energie electrică și se deosebesc prin construcție sigură și eficacitate economcă.

Rugăm a adresa cererile de oferte pe adresa:

B/O МАШИНОЭКСПОРТ, СССР,
Москва, В-330 Телекс 170



MK

DOCUMENTARE

Rumpf, K. **Exploatarea calcarului cu diverse metode de împuşcare.** Bergbau, nr. 9, 1967, p. 219—227.

În ultimele decenii s-a modernizat şi exploatarea calcarului. Nu sînt rare carierele complet mecanizate, cu producţii zilnice de 15 000 pînă la 20 000 t.

În lumina numai a costurilor de tăiere, cea mai economică metodă este împuşcarea cu camere de minare. Ţinînd însă seama de toate considerentele, este mai economică împuşcarea cu găuri de mină de diametru mare, deoarece materialul derocat se încarcă mai uşor, maşinile de încărcat necesită mai puţine reparaţii, iar defecţiunile la instalaţia de concasare, cauzate de bucăţile de dimensiuni prea mari, se împuţinează, ducînd la mai puţine pierderi de producţie. Granulaţia este mai avantajoasă atît în lumina costului concasării ulterioare cît şi în ceea ce priveşte mărimea elementelor componente ale produsului final.

Sînt prezentate bazele practice şi teoretice ale unei noi metode de împuşcare cu găuri de mină de diametru mare. Se arată cum se poate aplica în mod avanatajos împuşcarea cu găuri de mină de diametru mare în cazul condiţiilor de zăcămînt dificile.

În continuare se tratează problema exploatării în adîncime. În dirijarea exploatării trebuie să se ţină seama pe lîngă direcţia şi înclinarea stratului şi de evacuarea optimă a materialului derocat. Ocolirea zonelor de deranjamente, a porţiunilor neexploatabile etc. trebuie să fie planificată din timp.

Analizînd rezultatele economice, iese în evidenţă influenţa deosebită a caracteristicilor materialului derocat. Se dă un exemplu de calcul al pierderilor cauzate de înfundarea concasorului cu bucăţi de rocă prea mari.

În ultimul capitol se tratează rezultatele observaţiilor făcute de un institut de geofizică în ceea ce priveşte mişcările de teren cauzate de operaţiile de împuşcare.

Siefke, H. **Experienţa cîştigată la mina Osterfeld în controlul şi combaterea metanului (I).** Bergbau, nr. 10, 1967, p. 245—259.

Mecanizarea şi concentrarea producţiei au dus la creşteri masive ale emanaţiilor. La mina Osterfeld, în anul 1958 au fost organizate cercetări sistematice privind modul de desfăşurare a degajărilor de gaz în diferite strate de cărbuni.

Considerînd că în proiectarea minieră este de mare importanţă să se analizeze măsurile necesare de combatere a metanului în timpul exploatării, s-au efectuat cîteva prognoze privitor la emanaţiile de metan. Observaţiile ulterioare efectuate în timpul exploatării, au arătat că în general cantităţile de metan au reprezentat numai 70% din cele pronosticate. Aceste calcule sînt cu atît mai precise cu cît se cunoaşte mai bine influenţa conţinutului în materii volatile al cărbunelui, a distanţei pînă la stratele însoţitoare afectate de exploatare şi influenţa lucrărilor de exploatare în general.

Începînd din anul 1962, la mina Osterfeld s-au urmărit periodic emanaţiile de metan din abataje, folosind aparate înregistratoare Mono montate în preabatajul de cap. S-a urmărit influenţa schimbului de tăiere. S-a scos în evidenţă că prin drenare se aspiră 40—60% din metanul total şi că drenarea influenţează în mod esenţial numai degajările din stratele însoţitoare.

Se descriu lucrările şi utilajele necesare pentru aplicarea drenării metanului, reţeaua de conducte de vacuum, modul de realizarea a sondajelor, costul acestora şi efectul drenării asupra conţinutului în CH_4 al curentului de ieşire.

Seel, T. V. **Stabilirea rezistenţei la întindere a straturilor din material granulos tasat.** Aachener Blätter, nr. 3, 1967, p. 79—103.

Se descrie un aparat cu ajutorul căruia se poate determina rezistenţa la întindere a unui strat de material fin îndesat. S-au făcut încercări cu barită, fluorină, calcar, cuarţ şi cărbune brun cu indici de granulaţie între 1,9 şi 39 μ.

S-a constatat că rezistenţa la întindere scade pe măsură ce creşte volumul porilor şi creşte pe măsură ce materialul este mai fin. S-a stabilit că rezistenţa la întindere în strate îndesate de barită, fluorină, calcar şi cuarţ este mai mare decît în strate de praf de cărbune brun.

Reisner, H. **Stadiul şi perspectivele drenării şi gospodăririi apelor în carierele de lignit din districtul Lausitz.** Bergbautechnik, nr. 9, 1967, p. 450—455.

Centrul de greutate al producţiei de lignit a R.D.G. se mută în viitor din regiunea Halle — Leipzig în regiunea Lausitz care are condiţii geologice şi hidrologice nefavorabile. În anul 1980 volumul de descopertat va fi cu 28% mai mare, iar volumul de apă de evacuat cu 25% mai mare decît în 1965.

În medie în anul 1965, pentru fiecare tonă de cărbune s-au pompat 4,61 m^3 apă, iar în districtul Lausitz 6,65 m^3. În anul 1980 aceste cifre se vor ridica la 5,55 m^3/t respectiv 7,0 m^3/t.

Din motive legate de insuficienta dezvoltare a utilajului necesar (pompe submersibile, instalaţii electrice etc.), de greutăţile de aprovizionare din timpul creşterii intense a producţiei de lignit şi de stadiul de atunci al tehnicii forajului, pînă nu de mult principala metodă de asecare a fost cea prin galerii de drenare. Asecarea cu puţuri filtrante, deşi cunoscută de 30 ani, a fost mai puţin folosită. Avînd în vedere avanatajele economice ale acesteia, se va trece la generalizarea ei, cu rezolvarea pe parcurs a unor probleme încă incomplet elucidate.

Förtsch, R. **Contribuţie la cristalizarea sărurilor de îngrăşămînt potasic din soluţii.** Bergakademie, nr. 9, 1967, p. 539—544.

Exigenţa consumatorilor privitor la compoziţia chimică şi granulometrică a sărurilor de îngrăşămînt potasic este în creştere pronunţată. În articol se tratează posibilităţile de mărire a granulaţiei. Se arată că mărimea cristalelor depinde de viteza de formare a germenilor şi de viteza de creştere a cristalelor. Pentru mărirea granulaţiei trebuie frînată formarea germenilor şi mărită viteza de creştere a cristalelor. Adaosul de săruri străine, eficient la scară de laborator, nu a dat rezultate în exploatare din cauza conţinutului variabil de nămol. Rezultate pozitive s-au obţinut prin aplicarea răcirii în trepte. Astfel, prin răcirea în trei trepte s-au realizat granulaţii medii de 0,26 respectiv 0,325 mm faţă de 0,15 mm la răcirea continuă.

Herzog, H. **Unele rezultate obținute prin folosirea mașinilor de încărcat.** Bergakademie, nr. 9, 1967, p. 527—531.

În prezent se utilizează în R.D.G. mai multe tipuri de mașini de încărcat pentru subteran. Pentru folosirea lor optimă s-au efectuat o serie de studii privind comportarea în exploatare a acestor mașini.

Cea mai răspîndită în subteran este mașina de încărcat cu cupă PML—63 căreia i s-a adus o serie de adaptări. Cu cupa de 0,11 m^3 s-au obținut debite de 15,5 m^3/h. Ponderea mare a lucrărilor auxiliare și a defecțiunilor (51 %) s-a datorat în primul rînd operației de schimbare a vagonetului. Cu utilaj de încărcare intermediar s-a putut ajunge la realizări mai bune (24 m^3/h).

În camerele mari ale salinelor se folosește excavatorul cu cupa UB 80. Într-un shimb, în 6 h de încărcare efectivă, acesta încarcă 780 m^3 sare. Cu o granulație mai bună a sării și prin instalații auxiliare, această capacitate se poate mări la 900 m^3/schimb.

În galerii s-a urmărit funcționarea mașinii de încărcat cu descărcare laterală de tipul HL 180 RK, pe șenile. S-au realizat 42,2 m^3/h la un profil de săpare de 15,4 m^2 și 40,5 m^3 conglomerat derocat la o împușcare.

Cu un screper de tipul VS 2500, într-o transversală cu profil de săpare de 18,6 m^2 și avansare pe ciclu de 1,87 m, s-au realizat 12,7 m^3/h, ceea ce arată că mașina nu a putut să atingă capacitatea limită, aceasta datorită lucrărilor auxiliare și defecțiunilor.

Se mai descrie lucrul în puțuri cu graifărul „polip" T.S-1 (9,4 — 12,2 m^3/h) și cu alte mașini de încărcat.

Se apreciază că în viitor, la profile mai mari ale galeriilor sau camerelor de abataj, se vor generaliza instalațiile combinate de încărcare-transport, cu folosirea acestora la mai multe fronturi de lucru, iar folosirea mașinilor de încărcat cu cupe și a celor cu descărcare laterală se va restrînge la galeriile cu profile mai mici și cu multe curburi.

Gronebaum, R. **Stadiul de dezvoltare a extracției cu vase, pe puțurile principale ale minelor de sare.** Bergakademie, nr. 9, 1967, p. 519—256.

Minele de sare din R. F. a Germaniei au produs în anul 1965, 22,2 milioane tone săruri de potasiu și 6,2 milioane tone sare de bucătărie. În total se folosesc 22 puțuri de extracție. Adîncimea medie a puțurilor este de 765 m în cazul minelor de sare de potasiu și de 572 m în cazul salinelor, adîncimile limită fiind 101, respectiv 1 077 m. Majoritatea puțurilor au adîncimea între 600 și 800 m.

Aproape toate instalațiile de extracție ale acestor puțuri sînt în mare măsură automatizate. Se dau amănunte în legătură cu lucrările de modificare a dispozitivelor de ghidare din puțuri, felul de închidere a vaselor în cazul ghidării cu funii, precum și în legătură cu dozarea automată a încărcăturii utile.

Lucrarea se mai ocupă de extracția cu instalații cu mai multe cabluri și cu punerea în exploatare a unei mașini cu angrenaj planetar pentru puțuri oarbe de mare capacitate.

Junghans, R. **Pneumoconioze în minerit.** Bergakademie, nr. 9, 1967, p. 505—511.

În baza comunicărilor făcute în literatura de specialitate, consultată de autor din anul 1961, sînt trecute în revistă ultimele cunoștințe privitoare la combaterea pneumoconiozelor în minerit.

Lucrarea se ocupă în mod special de simptomele silicozei. Pe lîngă interpretările medico-roentgenologice, în ultimul timp se discută cel mai mult așa-zisa teorie a activității superficiale, care derivă din structura cristalină.

Un capitol special este destinat măsurilor tehnice de combatere a prafului și silicozei, în care, după o prealabilă enumerare a surselor de praf, se subliniază importanța măsurării gradului de prăfuire, a protecției individuale contra prafului și a folosirii instalațiilor de filtrare.

În continuare sînt prezentate date privitoare la stadiul și dezvoltarea pneumoconiozelor în cele mai importante țări cu industrie minieră. Cu această ocazie se descrie munca depusă cu rezultate bune în R.D.G., precum și îmbunătățirile care se consideră ca necesare a fi luate în următorii ani.

Cele 134 titluri bibliografice sînt numai o parte din comunicări, dar ele cuprind cele mai reprezentative lucrări.

Harnischfeger, K. P. **Dimensiunile optime ale abatajelor cu front lung în straie de mică înclinare.** Schlägel und Eisen, nr. 9 și 10, 1967, p. 313—320.

Corespunzător poziției sale centrale în cadrul unei întreprinderi miniere, abatajul constituie domeniul în care s-au luat în ultimii ani cele mai importante măsuri de mecanizare și raționalizare. Aceasta a dus la micșorarea numărului de abataje și la creșterea apreciabilă a randamentelor. Succesele s-au obținut păstrînd în cele mai multe cazuri procedeele tehnice uzuale prin eliminarea punctelor înguste și de aceea, după salturi mari randamentele din abataje se îmbunătățesc cu un ritm încetinit.

În căutarea altor rezerve care pot reduce costurile de abataje trebuie să se țină seama că acestea sînt influențate între altele de dimensiunile abatajului. De acest lucru trebuie să se țină seama încă în faza de proiectare a deschiderii și pregătirii unui subetaj.

Mărimea optimă a abatajului se consideră aceea care, în condițiile geologice, tehnice și organizatorice asigură exploatarea cea mai economică a cărbunelui. Ea este influențată de factori ca: lungimea pe direcție a cîmpului de abataj, lungimea abatajului, grosimea stratului, producția realizată zilnic, poziția abatajului în cadrul cîmpului de exploatare al minei etc. Din cauza numărului mare de factori este necesară folosirea unui calculator electronic. Calculele trebuie bazate pe valori medii înregistrate în abataj, cele momentane nefiind reprezentative.

Se enumeră lucrările de care se ține seama în calcule, se subliniază influența sensului de mișcare (în avans sau în retragere) a abatajului și se prezintă un model de calcul.

Heinser, E. **Proiectul unei metode de exploatare parțială a cărbunelui prin găuri de sondă (auger mining), la mina Walsum.** Glückauf, nr. 19, 1967, p. 930—936.

Exploatarea cărbunelui prin forare a fost aplicată prima dată acum cîțiva ani în Statele Unite ale Americii și se folosește în prezent numai în exploatările de cărbune la zi. S-a preconizat aplicarea acestei metode la mina Walsum, dar numai ca o metodă care completează și nu ca una care înlocuiește pe cea actuală. Din cauza numărului mare de galerii de pregătire necesare la Walsum nu a fost aplicată soluția experimentată în subteran în S.U.A., ci o metodă modificată.

Se dau exemple de tăiere cu una, două sau mai tîrziu cu patru mașini de forat. S-a ajuns la concluzia că la lungimile de foraj realizate, lungimea galeriilor de pregătire este de patru ori mai mare decît în cazul exploatării cu front lung. Un prim pas reușit în sensul reducerii costului acestora a fost folosirea mașinii de săpat galerii de tipul Dosco DRCL cu care s-au realizat avansări de 260 m pe lună.

Analizînd economicitatea metodei de exploatare cu găuri de sondă, s-a ajuns la concluzia că la un preț al săpării găurilor de 450 DM/m, sondajele trebuie să aibă minimum 35 m lungime pentru ca metoda să fie economică față de cea cu abataje cu front lung obișnuit.

Hoffmann, E., Leck, W. și Storck, H. **Încercări industriale privind uniformizarea produselor mașinii de zețaj prin schimbarea debitului de alimentare și a reglării.** Glückauf **103**, nr. 21, 1967, p. 1 091—1 095.

În articol se arată rezultatele obținute la mașinile de zețaj, exprimate în granulație rătăcită, în urma variației cîte unui parametru.

Mărirea încărcării între limitele de 3 la 19 t/m^2 h la o mașină pentru cărbune mărunt a dus la îmbunătățirea cărbunelui spălat, dar și la o slabă înrăutățire a sterilului.

Modificări la autodeşistor prin îngreuiarea, respectiv uşurarea plutitorului, duc la schimbarea unui produs într-un sens, dar în acelaşi timp la schimbarea cel puţin a unuia dintre celelalte produse în sens contrar.

De asemenea, schimbarea numărului de pulsaţii şi a presiunii aerului dau în general efecte contrarii la diferitele produse. Doar la mărirea curentului de apă ascedent s-a constatat o îmbunătăţire atît la steril cît şi la cărbunele spălat.

Mayer, P. **Expoziţia de maşini miniere de la Gijon (Spania).** Schlägel und Eisen, nr. 9 şi 10, 1967, p. 322—332.

În perioada 15—23 mai 1967 a avut loc la Gijon o expoziţie internaţională de maşini miniere, la care au luat parte 270 firme din Anglia, R. F. a Germaniei, Spania, Franţa, Belgia, S.U.A., Polonia etc.

În domeniul tăierii şi încărcării sînt menţionate o maşină de lărgit galerii şi două tipuri noi de plug realizate de Westfalia Lünen, noua combină de abataj tăietoare-încărcătoare „sixteen ranging drum shearer" a fabricii Anderson, Boyes & Co., creată pentru strate groase, precum şi maşinile de încărcat Samson ale firmei Mavor and Coulson şi cele ale firmei SCOMA din Milano.

Dintre instalaţiile de extracţie se menţionează modelul prezentat de GHH pentru adîncimea de 1 000 m, capacitatea de 750 t/h la o viteză de 16 m/s, cu o maşină cu patru cabluri, montată în turn. De asemenea, se dau date în legătură cu o bandă de transport-dozare-măsurare cu comandă automatizată, a aceleiaşi firme, în legătură cu benzi de transport moderne realizate de firma Huwood etc.

În domeniul susţinerii, Wastfalia—Lünen a expus echipamente de susţinere mecanizată, cu secţii din două şi din trei cadre, pentru strate subţiri (de la 700/1 300 la 1 500/2 500) respectiv strate groase (2 300/3 300), GHH o garnitură de stîlpi hidraulici de tipul deschis şi grinda KZG, cu o singură pană, Dowty Mining Equipment un cadru păşitor cu cinci stîlpi, pentru grosimi de strat între 60 — 135 cm şi altul cu şase stîlpi pentru strate de 0,9 — 2,0 m etc.

Au fost expuse, de asemenea, aparate şi utilaje moderne din domeniile telecomunicării, forajului, sfărîmării şi al instalaţiilor electrice.

Reh, H. **Dezvoltarea din ultimii ani a producţiei mondiale de minereu de fier.** Bergakademie, nr. 9, 1967, p. 553—557.

Cu excepţia acelora care produc minereuri de fier sărace şi greu exploatabile, în toate ţările se constată o tendinţă ascendentă a producţiei, în special din exploatări la zi. O serie de ţări cu producţie importantă de oţel, înainte de toate S.U.A., Japonia, R. F. a Germaniei, Anglia, Italia, Polonia, Belgia, Cehoslovacia, R.D.G. etc. sînt nevoite să importe cantităţi din ce în ce mai mari de minereu de fier sau de concentrate. Conţinutul mediu al minereului de import este de 61% Fe şi continuă să crească datorită faptului că se oferă cantităţi din ce în ce mai mari de minereuri bogate cu circa 66% Fe, 2% SiO_2 şi conţinuturi neînsemnate de fosfor, sulf şi alte impurităţi.

Producţia mondială de minereu de fier a anului 1975 se estimează la 722 milioane tone. Pornind de la cele 486 milioane tone de fontă, prevăzute să se producă în anul 1975, calculele duc la un necesar de minereu de fier de 780 milioane tone.

Bräuner, G. **Ceea ce ştim astăzi despre presiunea exercitată de rambleu sau zonele prăbuşite asupra abatajelor descendente.** Glückauf (Essen), 28 septembrie 1967.

La înclinări de peste 40° rambleul sau rocile rezultate din prăbuşire nu mai rezistă prin frecarea de culcuşul şi acoperişul stratului, creînd un alt regim de presiune în abataj. Autorul dă formulele teoretice de calcul al presiunii rambleului asupra abatajului în funcţie de grosimea stratului, unghiului de frecare, înclinarea stratului şi densitatea rambleului.

Se dau mai multe exemple de calcul, precum şi calculul de rezistenţă pentru susţinere.

Ieri — Astăzi — Mîine Mines, nr. 129, 1967.

Articol de fond care tratează capitolelele: producţia de cărbune în creştere peste tot, exceptînd Europa Occidentală; rolul viitor al cărbunelui; singur cărbunele poate acoperi deficitul de energie; gazeificarea huilelor în S.U.A. etc. De reţinut construirea unui turbogenerator în S.U.A. care va avea o capacitate de 1,3 mil. kW şi va fi alimentat cu cărbune. Punerea în funcţiune este prevăzută pentru anul 1972.

* * * **Controlul puşcărilor cu privire la zgomotul minei.** Mining Congress Journal, august 1967.

Efectuarea de împuşcături prelungite şi repetate cu zgomote intense, măreşte considerabil zgomotul din subteran, ceea ce se reflectă nefavorabil asupra personalului sub aspectul fiziologic şi al securităţii.

Autorul, care este specialist în zgomot la Societatea „Bethlehem Steel Corporation", propune întreruperea periodică a exploziilor. Se dau date privind aplicarea la utilajele miniere a principiilor de control al sunetului şi cu privire la posibilităţile de reducere cu puţine cheltuieli a zgomotului minei.

Se descriu o serie de aparate de protecţie contra zgomotului (protectoare, auriculare, căşti etc.)

* * * **Ejectoarele Venturi şi alte ejectoare cu aer comprimat. Utilizarea lor în fronturile de abataj.** Colliery Guardian, Londra, septembrie 1967.

În prima parte se descriu ejectoarele Venturi şi se dau datele teoretice cu privire la funcţionarea şi randamentul lor. Se descriu compresoare de putere redusă destinate să alimenteze ejectoarele. Se dau date asupra ventilatoarelor pneumatice şi electrice de mică putere, precum şi asupra comandei hidraulice aplicate la ventilatoare. Se tratează problema dispersării pînzelor şi acumulărilor de metan, a sistificării şi evacuării prafului.

Dorstewitz, G. **Procedee moderne de analiză economică a exploatărilor miniere.** Glückauf, Essen, septembrie 1967.

Obiectivele economice ale exploatărilor miniere variază în funcţie de conjunctură. Uneori se urmăreşte cîştigul maxim, o producţie maximă sau un preţ de cost cît mai scăzut.

Autorul tratează aceste aspecte, precum şi organizarea lucrărilor în subteran, consumurile de materiale etc. axate pe optimizarea producţiei.

O importanţă deosebită se acordă studiului diferenţei dintre cheltuielile teoretice şi cele reale.

S. von Wahl. **Consideraţii şi calcule asupra dimensiunilor optime ale exploatărilor miniere. Capitalul necesar şi costul diferitelor soluţii.** Glückauf Forschungshefte, Essen, august 1967.

Pe un model reprezentat de un cîmp minier de 40 km², cu 400 mil. tone rezerve, dispuse pe şase zone de exploatare, la o adîncime de 520 m, se prezintă studiile de deschidere şi exploatare pentru variantele cu o producţie de 500, 1 000, 1 500 şi 2 000 t/zi şi km².

Se prezintă criteriile de optimizare şi calculele pentru dimensiunile cele mai favorabile. Sînt studiate problemele de investiţii şi cheltuielile de exploatare.

Prin comparare între variante se ajunge la concluzia că exploatările cu o producţie mai mică de 1,5 mil. tone/an sau mai mare de 10 mil. tone/an nu sînt rentabile.

Astier, J. **Peletizarea, stadiu final sau etapă de trecere în prepararea minereurilor de fier.** Revue de L'industrie Minérale, noiembrie 1967.

Autorul tratează problema peletizării. În prima parte pe bază de statistică se prezintă grafice privind ponderea peletizării din producţia de minereu de fier (S.U.A., Canada şi pe glob).

Se descriu procedeele de peletizare cunoscute şi se dau detalii asupra a două noi procedee. Se prezintă avantajele peletizării, se tratează problema limitelor de aplicare în peletizare şi accea a perspectivelor de viitor.

Proust, A. **Caracteristicile zăcămîntului din bazinul Nord Pas de Calais; influenţa lor asupra exploatării şi a cercetărilor.** Revue de L'industrie Minérale, noiembrie 1967.

După o expunere asupra geologiei bazinului şi a comparării principalilor indicatori cu celelalte bazine carbonifere din Franţa şi din Ruhr, autorul tratează problema echipării fronturilor şi a organizării lucrului.

Se dau date interesante privind studiile şi încercările efectuate şi rezultatele obţinute în mecanizarea tăierii în abataje şi galerii cu privire specială la reducerea consumului de posturi/1 000 t.

Articolul interesează îndeosebi pentru datele care le dă cu privire la mărirea productivităţii în stratele cu înclinare mare.

Günther, J. **O nouă metodă de calcul a reţelelor de aeraj.** Revue de L'industrie Minérale, noiembrie 1967.

În prima parte se prezintă actualele metode de calcul al reţelelor de aeraj, pentru a se descrie în continuare metoda de calcul cu ajutorul unui simulator. Întreaga instalaţie utilizează un calculator electronic IMB 360 putînd efectua calculele necesare de aeraj în cîteva minute pentru o reţea de ucrări cu mai mult de 300 de puncte de calcul.

Delort F. **Exploatări miniere cu explozii nucleare subterane.** Revue de L'industrie Minerale, octombrie 1967.

Articolul tratează problema teoretică a efectului unor explozii nucleare subterane, după care analizează posibilităţile teoretice de aplicare în exploatarea subtereană a zăcămintelor fie prin levigare, fie prin extragere, ca în cazul unui zăcămînt exploatat prin metode de abataj prin împuşcare în masă.

Simode E. **Centrul de calcul de aeraj din bazinul carbonifer Lorena şi simulatorul său de aeraj.** Revue de L'industrie Minerale, octombrie, 1967.

Pentru calculul şi rezolvarea complexelor probleme pe care le punea reţeaua de aeraj de la mina Merlebach, s-a utilizat de către Cerchar un ordinator. Rezultatele foarte bune obţinute au dus la instalarea la această mină a unui simulator care funcţionează de la 1 ianuarie 1966 şi care constituie centrul de calcul de aeraj.

Autorul descrie rolul centrului de calcul, organizarea lui, măsurătorile efectuate şi interpretarea lor. Se dă o descriere amănunţită a simulatorului şi a centrului de calcul.

Saiţev S. J. **Minereul în Uniunea Sovietică.** Mines nr. 129, 1967.

Articolul tratează condiţiile sociale create pentru muncitori din industria carboniferă, locuinţe, salarii mai ridicate faţă de celelalte industrii, chirii reduse (2,5—4,8% din venit) etc.

Pentru zonele îndepărtate, salariul este majorat cu 15 — 60%. Pentru minele cu periculozitate ridicată din punctul de vedere al prafului silicogen, concediile se ridică pînă la 48 zile.

Roy, F. **Organizarea şi rezultatele concentrării minelor în industria carboniferă franceză.** Mines, nr. 129, 1967.

Articolul tratează pe larg evoluţia concentrării în industria carboniferă franceză. Se dau principalele rezultate obţinute. În 20 de ani (1945—1965), numărul minelor s-a redus de la 200 la 72 şi producţia pe unitate a crescut de la 237 000 la 735 000 t nete/an. Se descrie tendinţa de specializare a instalaţiilor, scăderea numărului de spălătorii (de la 130 la 63) simultan cu creşterea de capacitate şi unitate (de la 365 000 la 1 230 000 t/an), mijloacele de concentrare, finanţarea şi studiile de concentrare, precum şi rezultatele obţinute.

David H. **Transportul personalului în subteran.** Charbonnages des France, Documents techniques, nr. 10, 1967.

Din timpul petrecut în subteran, 10—20% personalul îl utilizează pentru deplasări neproductive. Autorul tratează principalele mijloace de transport în subteran ale personalului sub aspectul securităţii, rentabilităţii şi domeniile de aplicare.

Se analizează transportul cu benzi, transportoare cu raclete, centuri cu monorai, skilift, camionete pe pneuri, transportul pe linii ferate etc.

Pennsalt, H. **Sisteme de transport pneumatic.** Colliery Guardian, septembrie 1967.

Autorul tratează sistemul „Gattys" de transport pneumatic, care constă în introducerea unei conducte auxiliare în conducta principală. Prin conducta auxiliară şi intermediul unor orificii care se deschid automat, cînd scade presiunea, se injectează aer comprimat pînă se atinge presiunea de lucru.

Avantaje: mărirea distanţei de transport, uşurinţă la pornire nemaifiind necesară golirea conductelor, consum mai redus de aer comprimat.

Morin R. **Redeschiderea minei sud de la Oules închisă în urma incendiului din 15 ianuarie 1966.** Revue de L'industrie Minerale, octombrie 1967.

Mina de la Oules (Franţa) care producea 1 800 t/zi de huilă slabă, a fost închisă total, ca urmare a unui incendiu provocat de o aprindere de metan.

Autorul descrie succesiunea operaţiilor şi măsurile luate pentru redeschiderea unui volum de circa 200 000 m³ galerii şi lucrări vechi invadate de metan.

Proust, M. s. a. **Săparea tunelurilor în roci moi în U.R.S.S.** Revue de L'Industrie Minerale, octombrie 1967.

Articolul tratează observaţiile autorilor ca urmare a vizitării unor lucrări de construcţii de tuneluri pentru metroul din U.R.S.S. Se descriu trei scuturi studiate la Leningrad (5,65 m diametru), la Kiev (3,60 m diametru) şi la Moscova (5,65 m diametru).

Se dau numeroase date, diagrame şi fotografii privind scuturile utilizate în U.R.S.S. şi tabele comparative cu instalaţii similare utilizate în alte ţări.

Highton, W. **Probleme ridicate de metan în Lancashire. Relaţiile cu privire la metodele de drenaj.** Colliery Guardian, octombrie 1967.

Se descriu rezultatele prin găuri de drenaj la minele Parsonage, Bickershaw, Bold şi Parkside. Se descriu cîteva cazuri de degajări instantanee, precum şi eficacitatea forajelor de drenaj executate în acoperişul stratelor foarte grizutoase.

Bücher, H. **Alarmarea salvatorilor în bazinul Ruhr.** Glückauf, 12 octombrie 1967.

Pentru alarmarea echipelor de salvare, în afara sistemelor clasice (telefon, curier etc.) se foloseşte de preferinţă alarmarea prin radio. Se utilizează un emiţător cu o frecvenţă de 32,55 mHz. Emiţătorul şi staţiile de recepţie sînt tranzistorizate. Costul emiţătorului şi a 30 staţii de recepţie se ridică la circa 30 000 DM.

Wold, J. S. şi Woodward, T. C. **Proiectul „Thunderbird". Iniţiere nucleară pentru gazeificarea cărbunelui.** Coal Age, septembrie 1967.

Proiectul prevede punerea în exploatare, prin gazeificare, a unui zăcămînt de 20 mil tone cărbune de la Casper (Wyoming—S.U.A.). Zăcămîntul, conţinînd cinci strate foarte groase, este dispus între 300 şi 700 m adîncime.

Se prevede executarea a două puţuri, unul pentru introducerea oxigenului şi al doilea pentru extragerea gazelor provenite din gazeificarea zăcămîntului. Printr-o explozie nucleară se preconizează crearea unui „cuptor" gigantic.

Bertand R. **Al doilea tunel sub Eseaut la Anvers (Belgia).** Le monde souterrain, octombrie—decembrie 1967.

Pentru a se asigura legătura subterană a autorutei europene (E_3 Lisabona—Stockholm) şi circulaţia feroviară, sub fluviul Escaut este în curs de execuţie un tunel de 690 m. Tunelul este compus dintr-o parte scufundată în albia fluviului (510 m) şi două părţi în zona de maluri (de 180 m).

Pentru circulaţia auto se asigură şase benzi (28,5 m lărgime totală şi 5 m înălţime), o pistă pentru pietoni şi ciclişti (4 m lăţime) şi două căi ferate (10,50 m şi 5,20 m înălţime).

Autorul descrie desfăşurarea pe diferite etape a lucrărilor.

Mandray, C. **Tunelul rutier sub vechiul port din Marsilia.** Le monde souterrain, octombrie—decembrie 1967,

Articolul tratează aspecte privind construirea tunelului rutier de sub vechiul port din Marsilia (Franţa), tunel cu o lungime de 1 173 m şi o lăţime de 7 m pentru circulaţia auto. Se tratează în amănunt problema aerajului, iluminatului, amortizarea zgomotelor (produse de instalaţiile de ventilaţie şi vehicule), colectarea apelor, organizarea lucrului, elaborarea apelor, elaborarea proiectului şi preţul de revenire.

Orlovski, E. D. **Scheme de deschidere şi pregătire a stratelor de cărbune prin puţuri oarbe în cazul exploatării la adîncimi mari.** Ugol Ukrainî, nr. 1, 1968.

Se face o analiză a posibilităţilor de deschidere prin puţuri oarbe a stratelor cu înclinare de la 5—20° şi în grosime de 0,9 pînă la 3 m, în cazul adîncimilor de exploatare de peste 320 m.

Şi în cazul acesta se respectă principiul de deschidere în blocuri cu pregătirea în panouri, folosind metodologia determinării parametrilor optimi de exploatare cu ajutorul maşinilor de calcul.

Se întocmesc modele economico-matematice, urmărindu-se stabilirea preţului de cost şi a investiţiilor optime pe tona de producţie.

Se subliniază aplicarea metodologiei provizorii de determinare a eficienţei economice a investiţiilor în industria carboniferă, elaborată de Institutul de mine A. A. Skocinski din Moscova.

Diagramele expuse contribuie la determinarea condiţiilor optime de deschidere prin puţuri oarbe şi de pregătire adecvată în funcţie de conţinutul de gaze şi de adîncimea exploatării.

Banin, I. A. ş.a. **Metoda de exploatare cu dirijarea** surpării treptelor de descopertare. Ugol Ukrainî, nr. 1, 1968.

În vederea obţinerii unei utilizări mai complete şi a unor indici tehnico-economici superiori, la exploatarea carierelor cu roci din copertă puţin stabile, se recomandă metoda surpării treptelor de descopertare.

Experienţele făcute la cariera Mihailovsk în acest sens, în decurs de doi ani, au dat rezultate perfect satisfăcătoare.

În tabela rezultatelor comparative se arată că prin metoda experimentată se reduce numărul de excavatoare de la 2 la 1, coeficientul de reexcavare se micşorează de la 0,6 la 0,25, preţul de cost a unui metru cub de descopertare scade de la 8,9 la 7 copeici.

Calculele făcute arată că aplicarea metodei descrise permite o exploatare a carierelor cu roci instabile, cu mărirea productivităţii muncii de 2—3 ori faţă de metoda obişnuită şi o scădere a preţului de cost a unui metru cub de masă minieră de două ori.

Kovalevskaia, V. I. şi Bondarenko, A. D. **Alegerea motoarelor ventilatoarelor pentru aeraj principal.** Ugol Ukrainî, nr. 1, 1968, p. 26—27.

O dată cu progresul tehnic realizat în domeniul construcţiei şi exploatării ventilatoarelor de aeraj principal, ventilatoarele tip VOKD, VŢO, şi VTD se înlocuiesc cu ventilatoare cu indici tehnico-economici superiori, dintre care VOD, VŢ şi VŢD.

În articol se prezintă caracteristicile diferitelor ventilatoare, care au la bază alegerea puterii de acţionare în funcţie de momentele de rezistenţă şi de vitezele respective de turaţie.

Pentru fiecare ventilator axial se dau două curbe : superoiară, care corespunde momentului de amorsare (paletele roţilor cu unghi 45°) şi inferioară, cu un unghi al paletelor de 30°, ceea ce determină consumuri diferite de energie.

Avînd în vedere că pentru mine se proiectează ventilatoare pe timp de 15—20 ani, se recomandă ca pentru alegerea justă a motoarelor să se ţină seama de curbele de variaţie a momentelor de rezistenţă şi de vitezele de turaţie, care sînt date în articol.

Baltattis, V. Ia. ş.a. **Extinderea undei de şoc a aerului prin lucrările miniere în cazul exploziei amestecului de metan şi aer.** Ugol Ukrainî, nr. 1, 1968, p. 28—29.

Se expun rezultatele experienţelor în legătură cu stabilirea presiunii undelor de şoc după explozia amestecului de metan cu aer asupra digurilor de siguranţă a mijloacelor de amortizare a acestei unde în lucrările miniere.

Din diagramele şi tabela dată s-au tras următoarele concluzii :

— unda de şoc a aerului după explozie se amortizează relativ rapid, după încetarea arderii ;

— în funcţie de secţiunea şi asperitatea lucrării, presiunea de la frontul undei de şoc în primele sute de materii poate să se micşoreze de 2—10 ori ;

— coeficientul de asperitate al lucrării este cu atît mai mare, cu cît secţiunea ei este mai mică ;

— digul de izolare, în cazul focurilor subterane, se poate calcula potrivit formulei lui Iakovlev (dacă se consideră prezenţă parţială a amestecului de metan şi aer) ; în caz contrar, calculul se face potrivit teoriei de ardere în pulsaţie.

Olhovicenko, A. E. **Viteza iniţială de emanaţie de gaze în previziunea erupţiilor instantanee de cărbune şi gaze în Donbas.** Ugol Ukrainî, nr. 1, 1968, p. 30—31.

După ce se descrie metodologia determinării vitezei de emanaţie de gaze din masiv, se face o analiză a condiţiilor de emanaţie a gazelor în diferite zone ale stratelor periculoase din punctul de vedere al erupţiei de gaze, ţinînd cont de zonele de protecţie.

S-au făcut peste 1 000 măsurători asupra vitezei de emanaţie în găurile de mină perforate pe o lungime de 25—90 m pe direcţia stratului.

Observaţiile au arătat că, deşi valorile ridicate de 6 000 m/min ale vitezei iniţiale de emanaţie se con-

siderau ca o condiție indispensabilă pentru apariția erupției, acestea nu prezentau însă un indiciu al inevitabilității erupției.

În toate cazurile erupțiile de cărbune și de gaz se produceau numai atunci cînd mărimea vitezei inițiale de emanație scădea față de valoarea maximală a acesteia (6 000 m și peste).

Acest fenomen se explică prin aceea că, în locurile de erupție există nu numai o tensiune ridicată, dar și o presiune înaltă a gazului în strat, care favorizează izbucnirea erupției, potrivit caracteristicilor fizico-mecanice întîlnite.

De asemenea, mai trebuie ținut cont și de caracterul variației inițiale de emanație — liniștit sau prin salturi.

Morduhovici, R. G. **Tendința dezvoltării tehnologiei și mecanizării executării lucrărilor la minele de cărbune din țările capitaliste.** Ugol Ukrainî, nr. 1, 1968, p. 45—47.

Se expun tendințele de dezvoltare ale tehnicii miniere în domeniul executării lucrărilor de deschidere și de pregătire în S.U.A., R.F.G., Anglia și Franța cuprinzînd următoarele aspecte principale :

Mecanizarea lucrărilor de înaintare în steril, constatîndu-se că viteza de înaintare, față de 1960, a crescut în Anglia cu 92%, în R.F.G. cu 15,7%, în Franța cu 11%.

Ca metodă de executare s-au folosit procedee de perforare-împușcare, întrebuințînd utilaje moderne de săpare centrală a găurilor, aplicînd pentru sfredele oțeluri speciale cu cobalt.

Cartușele de exploziv s-au mărit pînă la 25—50 cm lungime, iar burajul s-a făcut cu apă sau cu pastă Trabant.

Încărcarea produsului de la frontul de lucru se face cu screpere sau cu mașini cu cupe pentru descărcarea laterală, dominînd la maximum manevrarea vagonetelor la frontul de lucru.

În felul acesta s-au putut obține, de exemplu în R. F. a Germaniei, o viteză de înaintare pînă la 9—12 m/24 h.

Mecanizarea lucrărilor de înaintare în cărbune prezintă, de asemenea, un interes deosebit, subliniindu-se că în S.U.A. s-a ajuns la înaintarea în cărbune pînă la 35 m/schimb.

În țările din Europa Occidentală se pune problema obținerii unei viteze de înaintare în cărbune cu ajutorul combinelor pînă la nivelul care asigură productivitatea muncii de la înaintări, egală cu aceea din abatajele frontale.

Susținerea lucrărilor miniere este caracterizată prin următoarele tendințe :

— în S.U.A. — predomină susținerea cu ancore ;

— în țările Europei Occidentale predomină susținerea metalică în arce.

Regimul de lucru are următorul caracter :

— în S.U.A. se lucrează în două schimburi ;

— în R. F. a Germaniei — în trei schimburi ;

— în Franța — în medie 1,5 ciclu pe schimb în steril și în cărbune două cicluri/24 h ;

— în Anglia — două schimburi cu un ciclu în 24 h.

Deriabkin, Iu. V. **365 metri de galerie de aeraj pe lună.** Ugol Ukrainî, nr. 12, 1967, p. 46—47.

Se expune organizarea muncii de înaintare la galeria de aeraj de la mina nr. 35/35 bis a trustului Oktiabriugol, avînd în frontul de lucru cărbune și în rest șist nisipos de consistență tare.

S-a lucrat în patru schimburi cu 7—8 oameni pe schimb, pregătirea lor fiind multilaterală pentru îndeplinirea lucrărilor prin suprapunere.

Pentru asigurarea continuității lucrului, frontul de lucru a fost prevăzut cu utilaj electric cu rezervă suficientă (3+2 perforatoare electrice SER-190 și 1 EBK-2m).

Se împușca cu uglenit E-6, aplicînd metoda cu microîntîrziere.

Pentru încărcare s-a folosit mașina de încărcat PPM-4.

Transportul a fost asigurat cu vagonete manevrate cu troliu MEL-11,4 și MK-6, combinat cu locomotiva electrică 8RP600.

Prin observațiile de cronometrare s-a constatat că pierderile de timp au fost reduse la minimum și prezentau în luna aprilie 1967, 0,8% din timpul total de lucru pe zi.

Datorită raționalizării muncii în toate fazele de executare a galeriei (spăare, montarea armăturii, așezarea liniei etc.) s-au realizat următorii indici tehnico-economici :

— viteza medie lunară, 365 m ;

— productivitatea muncii, 7 m/lună ;

— îndeplinirea normei, 107,2% ;

— cîștigul mediu pe lună, 372 ruble.

Tkaci, V. Ia. **Schimbarea pericolului de erupție a stratelor de antracit din raionul geologic Torez în cazul măririi adîncimii lor de exploatare.** Ugol Ukrainî, nr. 12, 1967, p. 47—48.

O dată cu mărirea adîncimii de exploatare a cărbunelui din U.R.S.S., problema combaterii fenomenelor gazodinamice capătă o importanță deosebită, mai ales în Donbas unde 180 de strate (180% din totalul stratelor din U.R.S.S.) sînt periculoase din punctul de vedere al erupțiilor.

S-a făcut o serie de cercetări în acest domeniu, constatîndu-se o corelație între adîncimea de exploatare, conținutul de gaze a stratului, precum și între adîncimea de exploatare și intensitatea de erupții instantanee.

Studiind această corelație pe baza datelor unui strat concret și făcînd calculele respective se obțin coeficienții corelației, care au servit la compunerea unei ecuații în regresie, din care se deduce :

$$A = 0{,}05\ H - 2 ;$$

$$Q = 0{,}72\ H - 94 ;$$

unde A este conținutul de gaze ;

H — adîncimea exploatării ;

Q — intensitatea medie a erupției.

În felul acesta, cu ajutorul calculelor matematice, se confirmă presupunerea că o dată cu creșterea adîncimii de exploatare a stratelor de antracit se ridică și pericolul de erupție.

Kotlov, E. S. și Sorocinski, B. T. **Influența situației fronturilor de abataje față de planurile și unghiurile de înclinare a clivajului rocilor asupra mărimii emanațiilor de metan din sectorul de exploatare.** Ugol Ukrainî, nr. 12, 1967, p. 49—52.

Cercetările respective s-au făcut într-un strat de la trustul Rutcenkovougol, unde se exploatează un strat de cărbune de 1,2 m grosime cu un unghi de înclinare de 8—14°. Rocile înconjurătoare se compun din șisturi argiloase și nisipuoase, avînd suprafețe de clivaj față de direcția de înaintare a abatajului frontal sub unghiuri de 85—115°, ceea ce este foarte important în cazul deformării rocilor sub influența dirijării coperișului.

Este de reținut faptul că în decursul avansării abatajului spre vest crăpăturile clivajului au înclinare spre frontul de lucru al abatajului, iar în cazul avansării spre est, înclinarea crăpăturilor este spre spațiul excavat.

Această situație determină afluența mai mare a metanului în cazul avansării vestice, decît în cazul avansării estice.

Se prezintă o serie de diagrame în legătură cu variaţia debitului de aer şi conţinutului de metan în abataj, în cazurile amintite de înaintare a frontului de abataj.

Din tabelele de emanaţii a metanului şi pe baza formulelor de calcul reiese că în cazul vestic al abatajului afluenţa de metan este mai mare, limitînd astfel sarcina de producţie a abtajului, fiind cunoscut că în condiţiile tehnicii securităţii procentul limită de metan din abataj hotărăşte ceilalţi factori ai producţiei (aeraj, înaintarea abatajului etc.).

În concluzie se recomandă trecerea la exploatarea panoului cu o singură aripă (înaintarea spre vest) permiţînd astfel mărirea producţiei cu 20—25%.

Problema necesită cercetări în continuare.

Bergher, G. S. ş.a. **Despre proprietăţile de spumare a soluţiilor de oleat de sodiu.** Ţvetnîie metallî, nr. 12, 1967. p. 18.

Pentru obţinerea unor rezultate optime în procesul de flotaţie cu soluţie de oleat de natriu, s-a făcut o serie de studii la o instalaţie standardizată.

Acest lucru era necesar întrucît folosirea acestui reactiv, în condiţiile consumului ridicat şi la valori înalte a *p*H-ului tulburelii, producea o spumare abundentă, care deranjează procesul de flotaţie; pe de altă parte, în alte condiţii, spumarea se îngreuiază şi ca rezultat al acestui fapt se reduce extracţia produselor spumoase şi se măresc pierderile în steril.

Încercările făcute, a căror rezultate sînt prezentate în două diagrame, au arătat că înălţimea spumei din soluţiile oleatului de sodiu creşte la diferite valori al *p*H-ului.

Cea mai intensivă spumare se observa în cazul cînd *p*H-ul este 8 şi creşte o dată cu creşterea concentraţiei soluţiei.

La valoarea *p*H=9, soluţiile diluate dau o spumare stabilă.

Pentru obţinerea unei flotaţii spumoase bune, la o valoare dată a *p*H-ului, este necesar a se avea o concentraţie reziduală a oleatului de sodiu în tulbureală apropiată de valoarea determinată în diagrama 2.

CĂRŢI TEHNICE

În Editura tehnică au apărut, în ultimii ani, lucrări originale sau traduceri pe care le mai puteţi procura din librării.

Murar T. CALCULUL GROSIMII ZĂCĂMINTELOR
(192 pag., 16 fig., 7 lei)

Lucrarea constă în principal din tabele şi nomograme din care se pot citi direct grosimile reale ale zăcămintelor stratiforme şi filoniene sau, în general, ale straturilor străbătute prin foraje şi prin lucrări miniere. Lucrarea se adresează geologilor şi tehnicienilor geologi, geofizicienilor şi topometrilor care lucrează în prospecţiune, explorare şi exploatare.

Bihi, Ch. ELECTRIFICAREA MINELOR ÎN SUBTERAN, vol. II
(Trad. din lb. franceză, 552 pag., 485 fig., 44 lei)

Lucrarea poate fi considerată ca un îndrumător în electrificarea minelor în subteran, fiind utilă inginerilor şi tehnicienilor minieri, electromecanici minieri. De asemenea, poate fi folosită şi de studenţi.

Bălţăreţu, R., Iuşan, V. şi Remete, I. FOCURI ŞI INCENDII MINIERE
(336 pag., 163 fig., 52 tabele, 17 lei)

Cartea conţine un material documentar bazat pe cercetările şi rezultatele obţinute în ţara noastră. Lucrarea este destinată inginerilor şi tehnicienilor din industria minieră, însă este de un real folos şi studenţilor de la Institutul de mine şi elevilor din şcolile care pregătesc cadre tehnice pentru exploatări miniere.

Iuşan, V. şi Ionescu, D. CONTROLUL GAZELOR DE MINĂ
(195 pag., 71 fig., 6,50 lei)

Lucrarea se adresează maiştrilor, tehnicienilor, personalului serviciilor de aeraj şi al laboratoarelor de analiză a gazelor de mină, elevilor şcolilor de maiştri. Cu titlu informativ ea poate fi utilă şi inginerilor, precum şi studenţilor de la Institutul de mine.

Benea, St., Faur, E. şi Mănescu, M. SUSŢINEREA CU ANCORE ŞI TORCRET
(264 pag., 122 fig., 9,75 lei)

Lucrarea cuprinde consideraţii teoretice, experimentări şi realizări legate de susţinerea cu ancore şi torcret din ţară şi străinătate.
Cartea este destinată tehnicienilor, maiştrilor şi inginerilor minieri, putînd fi folosită şi de elevii şcolilor tehnice de maiştri minieri sau studenţi.

Popa, A., Anastasescu, P., Domide, E., Olosu, P., Savin, F. şi Slivilescu, M. ÎNDRUMĂTORUL MAISTRULUI MINIER
(456 pag., 675 fig., 36 lei)

În lucrare se expun probleme de tehnică minieră şi de organizare a producţiei întreprinderilor şi exploatării miniere.
Lucrarea se adresează maiştrilor minieri, putînd fi folosită şi de celelalte cadre de tehnicieni, ingineri şi economişti din industria minieră, precum şi de elevii şcolilor de maiştri minieri.

Rebreanu, P. şi Duport, Gh. SUSŢINEREA ŞI RAMBLEIEREA LUCRĂRILOR MINIERE
(496 pag., 339 fig., 21 lei)

Lucrarea prezintă principalele probleme ale susţinerii şi rambleierii lucrărilor miniere, plecînd atît de la necesitatea reducerii importante a consumului de lemn de mină, cît şi de la necesităţile impuse de mecanizarea avansată a tuturor operaţiilor miniere.
Lucrarea este destinată personalului tehnico-inginerese şi economiştilor care se ocupă de problemele explorării şi exploatării miniere. De asemenea, poate fi folosită de elevii şcolilor de maiştri şi tehnicienii minieri, precum şi de studenţii Institutului de mine.

Savin, F. şi Cismaş, I. GEOLOGIE PENTRU MUNCITORII DIN INDUSTRIA EXTRACTIVĂ
(474 pag., 216 fig., 16 planşe în culori, 23,50 lei)

În lucrare sînt prezentate cunoştinţe de geologie necesare lucrărilor din industria extractivă de minereuri, cărbuni, petrol etc.
În afară de lucrătorii din industria extractivă, cartea mai poate fi utilă celor care se pregătesc pentru examenul de admitere la facultăţile de geologie, precum şi altor categorii de cititori care doresc să cunoască fenomenele geologice.

Stoces, B. şi Jung, H. COMBATEREA PRAFULUI ŞI SILOCOZEI ÎN INDUSTRIA MINIERĂ
(Trad. din lb. germană 488 pag., 381 fig., 57 tabele, 37 lei)

Lucrarea tratează, la nivelul cunoştinţelor actuale, problemele legate de natura şi formarea prafului

silicogen și combaterea acestuia în cadrul diferitelor operații din mină și a modului de prevenire a îmbolnăvirilor de silicoză.

Lucrarea se adresează personalului tehnico-inginerese din industria minieră. Ea interesează și pe medicii preocupați de problemele protecției muncii în mine.

Apostolescu, E. și Apostolescu, S. CARTEA MUNCITORULUI DE LA PREPARAREA MINEREURILOR
(296 pag., 173 fig., 11 lei)

Lucrarea cuprinde probleme legate de tehnologia preparării minereurilor metalifere și nemetalifere.
Cartea se adresează muncitorilor și maiștrilor de la instalațiile de preparare a minereurilor ; de asemenea, poate fi folosită de elevii școlilor profesionale și de calificare care pregătesc muncitori de preparare a minereurilor.

Răileanu, Gr., Grigoraș, N., Oncescu, N. și Plisca, F. GEOLOGIA ZĂCĂMINTELOR DE CĂRBUNI
(344 pag., 133 fig., 10 lei)

Lucrarea tratează următoarele probleme legate de geologia zăcămintelor de cărbuni și se adresează geologilor și tehnicienilor geologi, inginerilor de mine, putînd fi folosită și de studenți.

Gheorghe, Al. și Bomboe, P. HIDROGEOLOGIE MINIERĂ
(360 pag., 251 fig., 29 lei)

Lucrarea tratează principalele probleme de hidrogeologie legate de actuala etapă de cercetare, deschidere și exploatare a zăcămintelor situate sub nivelul apelor subterane.
Lucrarea este destinată geologilor, hidrogeologilor și inginerilor de mine, putînd fi folosită și de studenți. denți.

Banciu, V. NORMAREA TEHNICĂ A MUNCII ÎN INDUSTRIA MINIERĂ
(288 pag., 17 fig., 40 tabele, 10,50 lei)

Lucrarea cuprinde probleme legate de normarea tehnică a muncii în industria minieră.
Cartea se adresează tehnicienilor și inginerilor din sectorul economic și de normare efectivă, precum și personalului de conducere și coordonare a producției din industria minieră. De asemenea, lucrarea poate fi folosită de elevii școlilor tehnice miniere și de studenți.

Toma, I. și Beraru, A. SĂPAREA RAPIDĂ A LUCRĂRILOR MINIERE ORIZONTALE
(280 pag., 131 fig., 11,50 lei)

În expunerea problemelor legate de săparea rapidă a lucrărilor miniere orizontale, se arată necesitatea și avantajele organizării înaintărilor rapide, factorii care influențează asupra vitezelor de înaintare, mijloacele pentru îmbunătățirea factorilor caracteristici înaintărilor rapide, eficiența economică a mecanizării operațiilor, organizarea înaintărilor rapide, eficiența economică a mecanizării operațiilor, organizarea înaintărilor rapide și rezultatele obținute în țară și străinătate.
Cartea este destinată tehnicienilor, maiștrilor și inginerilor de la explorările și exploatările miniere, putînd să fie folosită și de elevii școlilor tehnice și maiștrii minieri, precum și de studenții Institutului de mine.

Ruhin, L. B. BAZELE LITOLOGIEI (petrologia rocilor sedimentare)
(Trad. din lb. rusă, 750 pag., 254 fig., 54 lei)

Lucrarea, tradusă în diferite țări, este recunoscută ca una dintre cele mai valoroase lucrări de petrologie sedimentară din lume.
Lucrarea se adresează geologilor și tehnicienilor geologi din toate sectoarele de activitate, studenților, interesînd totodată și pe geofizicieni și geografi.

Dobrescu, L. PREPARAREA CĂRBUNILOR
(374 pag., 273 fig., 20 lei)

Lucrarea cuprinde descrierea metodelor și utilajelor folosite în prezent în tehnica nouă a preparării cărbunilor.
Cartea este destinată inginerilor și tehnicienilor de preparare a cărbunilor, putînd fi folosită și de studenți.

In cazul în care aceste lucrări nu se mai găsesc în librăriile pe care le frecventați, adresați-vă pentru procurarea lor librăriei Cartea prin poștă din București, Calea Șerban Vodă nr. 43, oficiul 53.

CRONICA

Expoziţia poloneză de utilaj minier

Petroşani, 22.IV—5.V.1968

Sîmbătă 20 aprilie 1968, cu prilejul deschiderii expoziţiei specializate de utilaj minier de la Petroşani, a avut loc în Capitală o conferinţă de presă la care au participat specialişti din cadrul Ministerului Minelor, ai întreprinderii Maşinimport reprezentanţi ai Agerpres, ai presei centrale şi ai presei tehnice.

În perioada 22. IV — 5. V. 1968 centralele poloneze de comerţ exterior Electrim şi Centrozap organizează în centrul carbonifer din ţara noastră — Petroşani — o expoziţie specializată de utilaj minier şi un ciclu de conferinţe tehnice.

În cadrul expoziţiei, centrala Electrim prezintă :

— instalaţii de înaltă tensiune printre care cîmpul distribuitor antideflagrant tip R.O.K.-6, precum şi cîmpuri distribuitoare cu manta de protecţie tip RSK—6, staţii transformatoare antideflagrante tip IT3Sb, staţii redresoare tip APSPa, APSPb şi staţii transformatoare cu manta de protecţie tip ITb ;

— instalaţii de tensiune joasă care constituie grupul cel mai numeros, distribuitoare cu contact, transformatoare pentru iluminat, transformatoare auxiliare, precum şi diferite comutatoare cu ghidaj manual sau teleghidaj ;

— aparatura de bază şi auxiliară pentru staţii distribuitoare de joasă tensiune ;

— elemente de automatizare a transportului pe bandă ;

— echipament auxiliar ca butoane de comandă, îmbinări antideflagrante ;

— elemente şi echipament pentru semnalizare minieră ;

— telefoane şi radiotelefoane miniere ;

— motoare electrice antideflagrante de producţie serială şi producţie specială pentru minerit, industria chimică şi ramurile înrudite.

Centrala Centrozap expune :

— echipament modern de mină pentru salvare ca : aparate de oxigen, aparate pentru respiraţie artificială, diferite detectoare industriale şi măşti de protecţie ;

— diferite tipuri de lămpi de mină ;

— elemente de aparatură minieră modernă cu izotopi ca : releuri şi aparate de măsură cu izotopi, aparate pentru stabilirea conţinutului de cenuşă, radiometre de buzunar ;

— modele mobile de combine miniere moderne pentru cărbune, combine de tip hidraulic, combine cu tambur ;

— foraje cu aer şi electrice miniere.

Scopul acestei expoziţii, precum şi al conferinţelor care se vor ţine este prezentarea aparaturii moderne, a utilajelor şi instalaţiilor produse în Polonia, expunerea orientărilor de dezvoltare a producţiei în domeniul electrotehnicii şi al electronicii miniere bazate pe tendinţele mondiale, trecerea în revistă a stadiului actual şi schimbul de puncte de vedere în privinţa instalaţiilor şi a aparaturii electrice de mină poloneze folosite în prezent pe teritoriul ţării noastre.

De asemenea, pe tot timpul expoziţiei se vor trece în revistă principalele probleme legate de colaborarea continuă între România şi Polonia în domeniul realizării corespunzătoare a nevoilor şi a livrărilor pentru industria carboniferă, chimică şi ramurile înrudite.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia : Bucureşti, Calea Victoriei nr. 109, sectorul I, telefon 15. 15. 40. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector I. Tarif pentru întreprinderi : 100 lei anual ; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri : 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25, Bucureşti, c. 5194

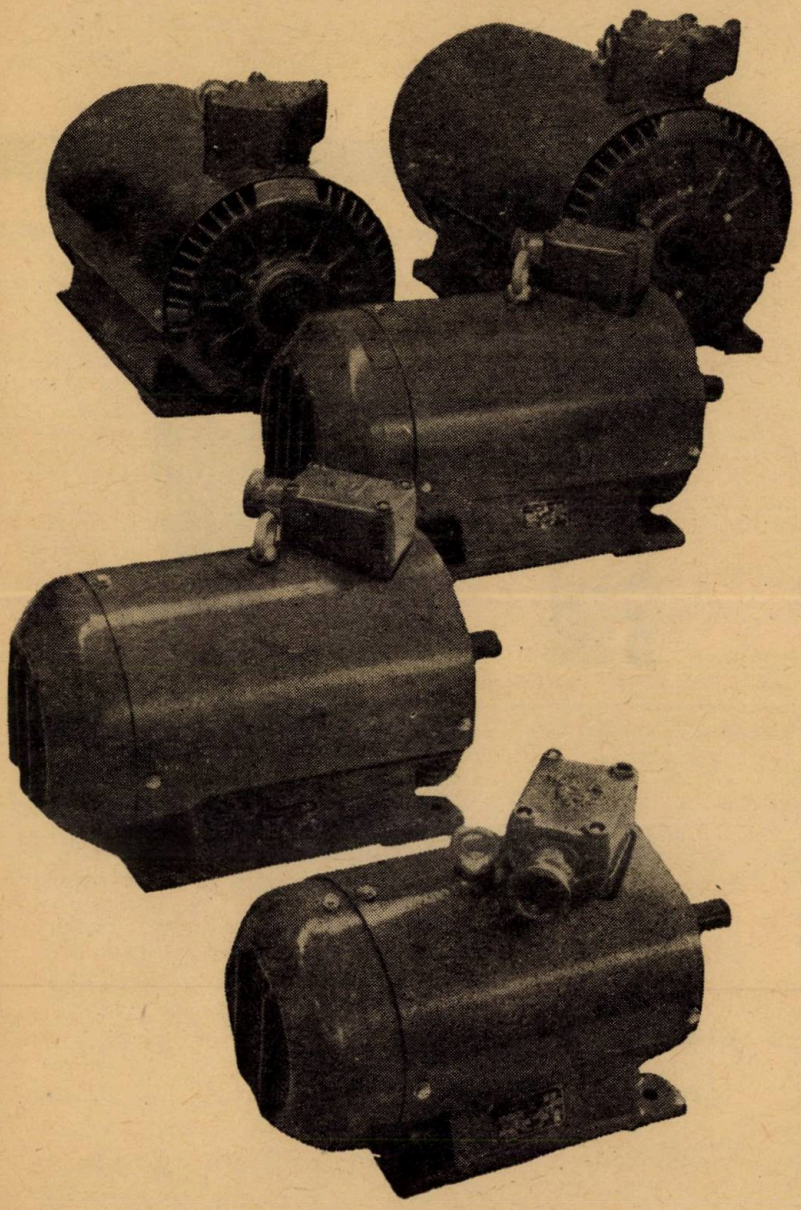
Taxele poştale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1967.

43413

Elektrim

CENTROZAP

EXPOZIȚIA DE APARATAJ MINIER ANTIGRIZUTOS ȘI ANTIDEFLAGRANT



care va avea loc în perioada 23 aprilie și 5 mai 1968 la Petroșeni (Valea Jiului) la Casa Combinatului Carbonifer, unde Centralele de comerț exterior din Republica Populară Polonă — Electrim — și Centrozop vor prezenta aparate miniere antigrizutoase și antideflagrante printre care:

- aparate electrice de înaltă șt joasă tensiune;
- transformatoare și grupe redresoare;
- motoare electrice;
- semnalizare electrică;

Vă invităm să vizitați expoziția care va fi deschisă zilnic între orele 10 și 18.

Trei argumente puternice pentru folosirea sfredelelor monobloc Sandvik Coromant

Plăcuţele de carbură de tungsten, foarte larg dimensionate, asigură un mare metraj de găuri de mină forate, între două reascuţiri succesive, şi totodată mai multe ascuţiri pînă la consumarea totală a plăcuţelor.

Tratament anticoroziv. Sfredelul este tratat chimic prin metoda SR, fiind protejat, atît în interiorul canalului axial de spălare, cît şi în exterior, pe întreaga suprafaţă de la plăcuţa de metal dur pînă la cep, contra deteriorării prin coroziune şi manipulare.

Durată mare de serviciu a gulerului sfredelului şi a cepului

Gulerul sfredelului Sandvik Coromant este forjat din materialul sfredelului, formînd parte integrantă cu acesta, ceea ce, împreună cu noua formă a cepului, elimină uzura bazei gulerului.

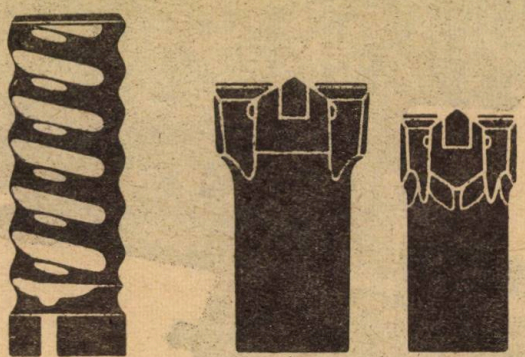
Atlas Copco oferă o gamă largă de sfredele şi tăişurile respective, tăişuri pentru perforatoare înecate etc.

Gama de produse oferite de Atlas Copco include, de asemenea, echipamentul pentru lucrări mai speciale **ca** de exemplu: tuburi de ghidaj pentru perforarea de precizie a găurilor de mină lungi, echipament pentru lărgirea şi corectarea găurilor, pentru forarea găurilor în exploatari la zi, pentru montarea ancorelor şi forarea de găuri de mină paralele etc.

ATLAS COPCO AB · STOCKHOLM 1 · SUEDIA

Atlas Copco

Completaţi cuponul de mai jos şi trimiteţi-l la întreprinderea Maşinimport Bucureşti, str. M. Eminescu nr. 10, raionul 30 Decembrie.



Trimiteţi-ne informaţia completă asupra:

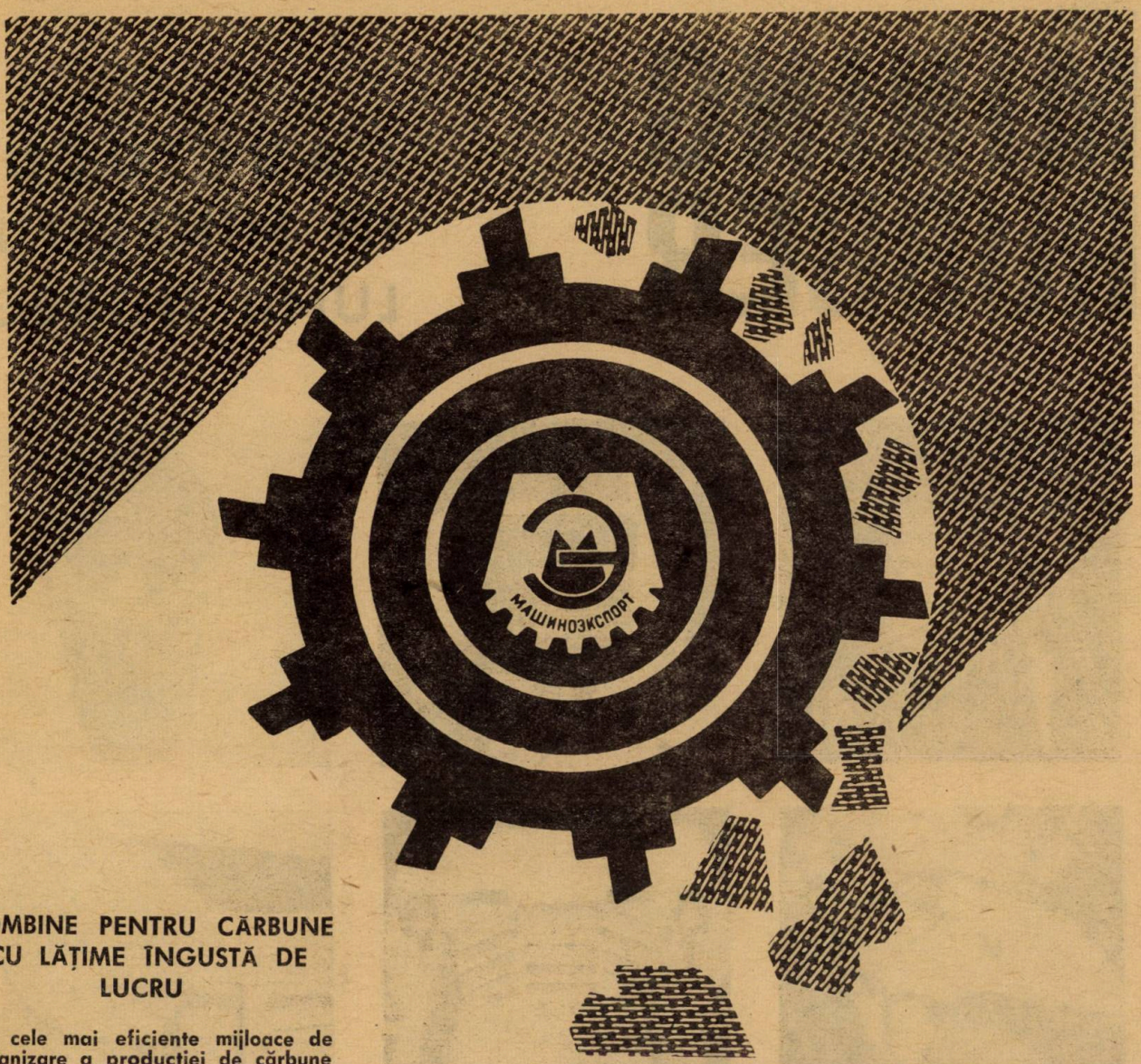
— sfredelelor Atlas Copco Sandvik Coromant;

— perforatoarelor Atlas Copco.

NUMELE .....

ÎNTREPRINDEREA .....

ADRESA .....



COMBINE PENTRU CĂRBUNE CU LĂȚIME ÎNGUSTĂ DE LUCRU

sînt cele mai eficiente mijloace de mecanizare a producției de cărbune din subteran

COMBINA PENTRU CĂRBUNE 2K52

— este destinată mecanizării extragerii cărbunilor tari din stratele cu înclinare mică și grosime de 1,1—2,0 m ;
— lucrează de pe rama transportorului șerpuitor potrivit schemei de suveică ;
— are organul de execuție în formă de șnec, care se reglează potrivit grosimii stratului, fără oprirea mașinii;
— lucrează cu succes atît în complexul cu susținere individuală, cît și cu susținere mecanizată.

COMBINA PENTRU CĂRBUNE KȘIK

— este destinată mecanizării producției de cărbune din stratele cu înclinare mică cu grosime de 1,4—3,0 m ;
— este prevăzută cu organ de execuție în formă de șnec, reglabil, potrivit grosimii stratului ;
— asigură extragerea mecanizată a nișelor de la capetele abatajelor frontale.

COMBINA PENTRU CĂRBUNE IK101

— este destinată mecanizării extragerii cărbunelui din abatajele stratelor cu înclinare mică în grosime de 0,75—1,2 m ;
— asigură reglarea lină, potrivit grosimii stratului și comanda în mers, potrivit hipsometriei,

COMBINE PENTRU CĂRBUNE TEMP (UKRIK) și KOMSOMOLET

— sînt destinate mecanizării tăierii cărbunelui de orice tărie în abatajele frontale din stratele cu înclinare mare (45—90°) în grosime de 0,43—2,2 m ;
— se construiesc cu acționare electrică și pneumatică ;
— se completează cu utilaj pentru mecanizarea operațiilor principale și ajutătoare.

Rugăm a adresa cererile de oferte pe adresa :

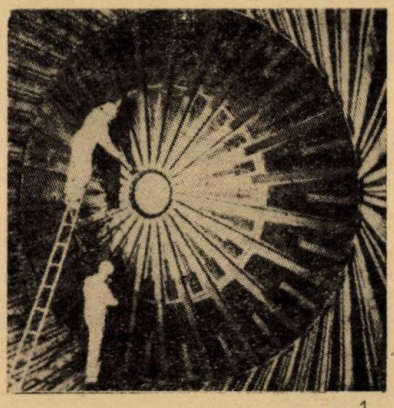
В/О МАШИНОЭКСПОРТ, СССР,
Москва, В-330 Телекс 170

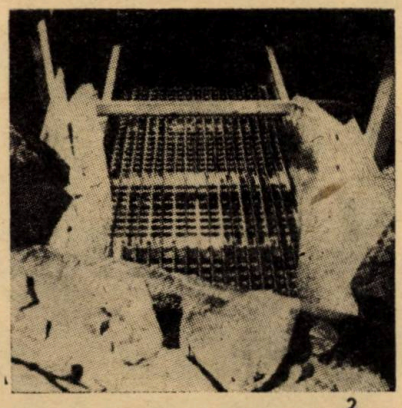
MOSHVA
MACHINOEXPORT
44 46 13 170
MOSHVA G-200
MACHINOEXPORT

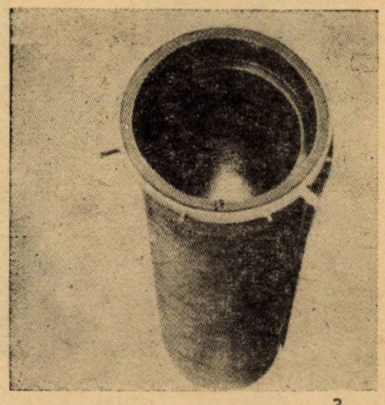
SKEGA

MINING RUBBER

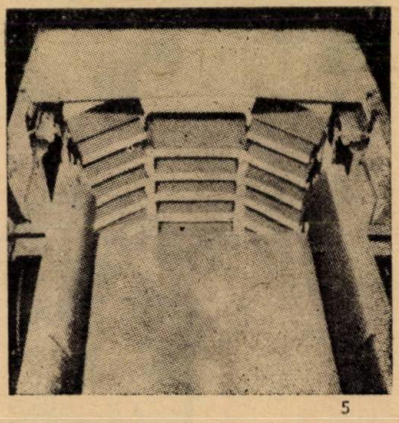
CAUCIUCUL IN MINERITUL LUMII INTREGI

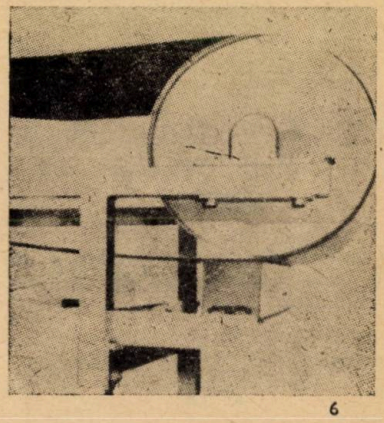

1

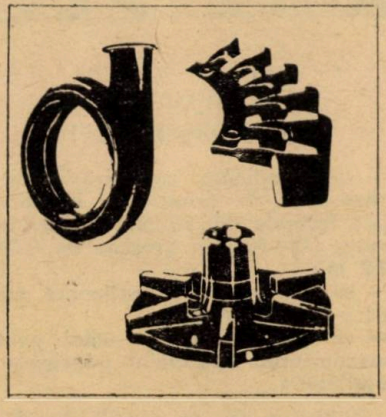

2


3

4


5


6



1. Blindajul cu cauciuc SKEGA cu sistemul de fixare elastică este introdus la mai mult de 500 mori şi este brevetat în majoritatea ţărilor.
2. Ciurul de cauciuc SKEGA pentru ciuruirea brută, rezistent la uzură. se montează uşor, amortizarea zgomotului fiind în proporţie de 80%.
3. Jgheaburi SKEGA, din cauciuc masiv, micşorează viteza critică a materialului.
4. Piese de uzură pentru vagonete, transportoare de minereu etc., în execuţie standard, care se montează cu uşurinţă.
5. Piesele profilate de uzură — o metodă nouă pentru micşorarea vitezei materialului. Unghiul maxim pentru şicane cu uzura minimă.
6. Curăţitor de bandă SKEGA pentru înlăturarea materialului mărunt şi lipicios
7. Piese de uzură pentru pompe, camere de flotaţie etc.

SKEGA

Ersmark Skelleftea • SWEDEN
Tel. 0910/231 50 Telex 6887

1883

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIX Nr. 4 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Дижмэреску, И. *Новые аспекты применения гидромеханизации в горном деле.*

В статье подробно описываются результаты, полученные в лаборатории при растрескивании металов и породы при помощи водяных струй.

Ревиста Минелор, **XIX**, nr. 4, 1968, p. 133–142

Илиеску Лучия и Дима С. *Исследования по вопросу извлечения молибдена из некоторых медных концентратов в нашей стране.*

Приводятся технологии, применяемые в мировом масштабе и исследования, выполненные у нас в стране по двум рудам для отделения путем флотации молибденового концентрата.

Ревиста Минелор, **XIX**, nr. 4, 1968, p. 143–149

Давид, Б., Филип, Г. и Тэтару, Ц. *Поведение некоторых ионообменников в условиях металлургии урана* (II)

Ревиста Минелор, **XIX**, nr. 4, 1968, p. 150–153

Готц, А. и др. *Монсмедит — новый минерал таллия в Байя Сприе.*

Ревиста Минелор, **XIX**, nr. 4, 1968, p. 154–159

Мирческу, Г. *Возможности освоения в металлургической промышленности внутренних запасов марганца.*

Ревиста Минелор, **XIX**, nr. 4, 1968, p. 160–161

Изобретения – Новаторство

Рецензии

INHALT

Dijmărescu I. *Neuerliche Gesichtspunkte hinsichtlich der Anwendung der Hydromechanisierung im Bergbau.*

Im Aufsatz werden die im Labor erzielten Ergebnisse der Rissbildung bei Metallen und Gesteinen mittels Wasserstrahl ausführlich beschrieben.

Revista Minelor XIX, nr. 4, 1968, p. 133–142

Iliescu Lucia und Dima, S. *Forschungsarbeiten zwecks Rückgewinnung des Molybden aus einigen kupferführenden rumänischen Konzentraten.*

Die allgemein in der modernen Technik angewandten Verfahren und die in unserem Lande mit zwei Erzarten ausgeführten Versuche zur Flottationsscheidung eines Molybdänitkonzentrates werden im gegenwärtigen Aufsatz dargelegt.

Refista Minelor XIX, nr. 4, 1968, p. 143–149

David B., Filip Gh. und Tătaru S. *Das Verhalten von Ionenaustauschern in der Uraniumhydrometallurgie (II*

Revista Minelor, XIX, nr. 4, 1968, p. 150–153

Gotz A. u. a. *Monsmedit — ein neues Thalliummineral aus Baia Sprie.*

Revista Minelor, XIX, nr. 4, 1968, p. 154–159

Mircescu Gr. *Verwertungsmöglihkeiten der internen Manganquellen in der Eisenhüttenindustrie.*

Revista Minelor , XIX, nr. 4, 1968, p. 160–161

Erfindungen-Neuerungen

Rezensionen

SOMMAIRE

Dijmărescu I. *Nouveaux aspects sur l'application de l'hydro-mécanisation dans l'industrie miniére.*

Dans cet article on décrit minutieusement les résultats acquis par des essais en laboratoire pour la fissuration des métaux et des roches à l'aide des jets d'eau sous pression.

Revista Minelor XIX, nr. 4. 1968. p. 133–142

Iliescu Lucia et Dima S. *Recherches concernant la récupération du molybdène de certains concentrés cupriféres produits en Roumanie.*

Sont décrits les processus technologiques appliqués mondialement, ainsi que les recherches effectuées en Roumanie sur deux sortes de minerais pour la séparation par flottation d'un concentré de molybdénite.

Revista Minelor, XIX, nr. 4, 1968, p. 143–149

David, B., Filip, Gh. et Tătaru S. *Comportement de certains échangeurs d'ions dans l'hydrometallurgie de l'uranium.*

Revista Minelor XIX, nr. 4, 1968, p. 150–153

Gotz. A. et autres *Le monssmédite — un nouveau minéral de thallium à la mine de Baia Sprie.*

Revista Minelor, XIX, nr. 4, 1968

Mircescu Gr. *Possibilités de valorisation dans l'industrie sidérurgique des ressources internes de manganèse.*

Revista Minelor, XIX, nr. 4, 1968, p. 160–161

Inventions-Innovations

Comptes-Rendus

CONTENS

Dijmărescu I. *New aspects of the uses of hydraulic cutting in mining.*

The paper describes in detail, results obtained in laboratory at cutting metals and rocks with high pressure water jets.

Revista Minelor XIX, nr. 4. 1968. p. 133–142

Iliescu Lucia and Dima, S. *Research regarding recovery of molybdenum from some copper concentrates obtained in our country.*

The paper describes the technologies applied in other countries as well as experiments carried in our country on two ores to obtain by flotation a molybdenum concentrate.

Revista Minelor XIX, nr. 4 1968, p. 143–149

David B., Filip, Gh. and Tătaru S. *The behaviour of some ion-exchangers in conditions prevailing in uranium hydro-metallurgy (II)*

Revista Minelor XIX, nr. 4 1968, p. 150–153

Gotz, A. ş.a. Monsmedite, a new thallium mineral from Baia Sprie.

Revista Minelor XIX, 1968, nr. 4, p. 154–159

Mircescu Gr. *Means to value local manganese ores for the iron industry.*

Revista Minelor XIX, nr. 4, 1968, p. 160–161

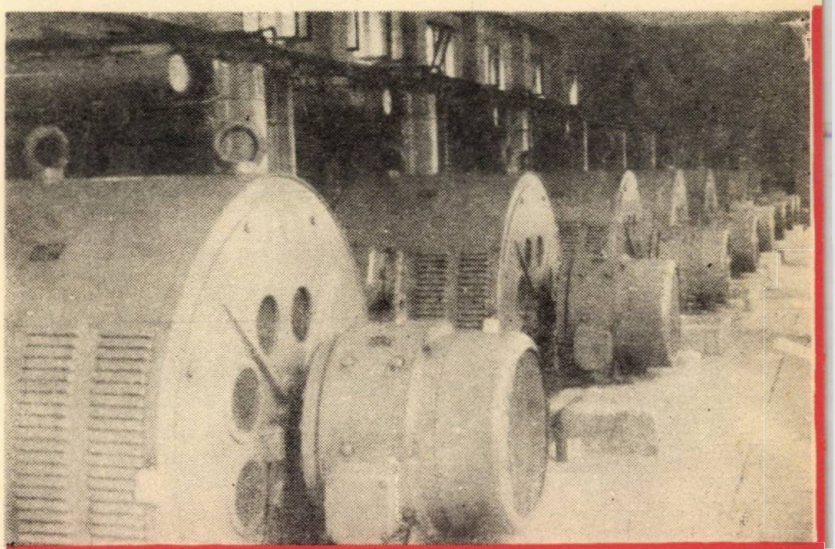
Inventions

Reviews

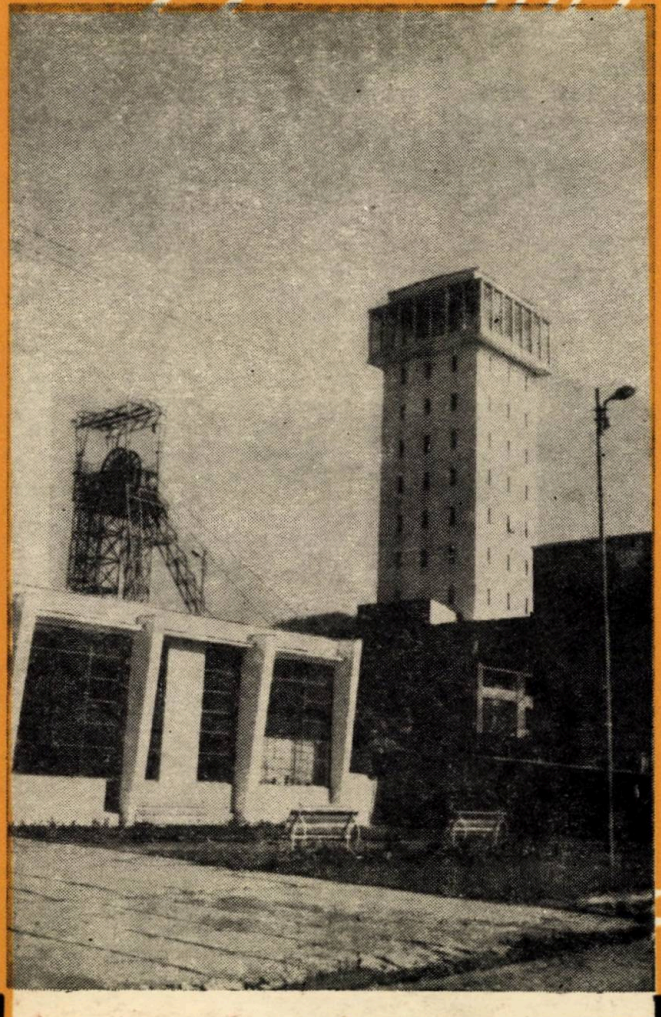
MINISTERUL MINELOR

Intreprinderea minieră

BĂLAN



COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI



E 1433

5

VOLUMUL XIX

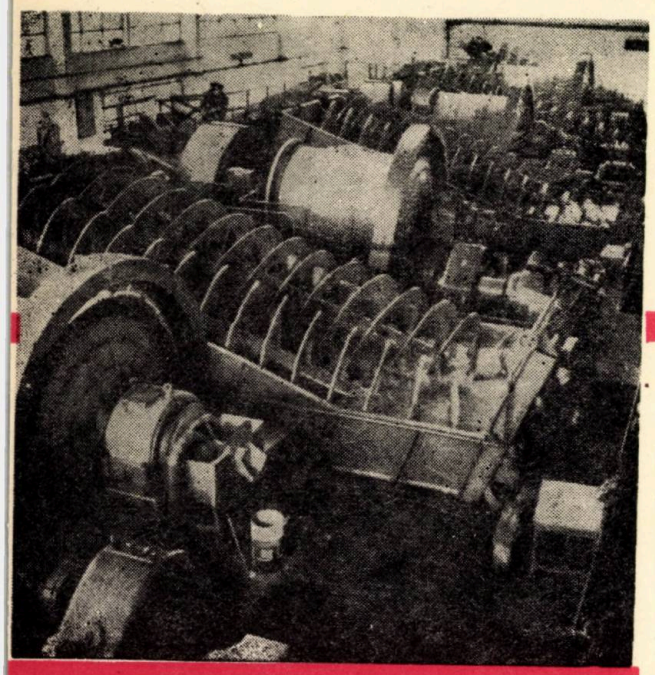
1968

MAI

REVISTA MINELOR

ÎNTREPRINDEREA MINIERĂ

DEVA



Flotația Deva I, hala morilor

E 1433

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1983

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 5 1968

CUPRINS

Dobre, Gh. şi *Silaş I.*	**Optimizarea transportului de substanţe minerale utile exploatate prin lucrări la zi**	161—169
Dobrescu, L.	**Controlul statistic al funcţionării instalaţiilor de preparare**	170—178
Pavelescu, L. şi *Ene I.*	**Contribuţii la studiul unor diabaze din munţii Bihor, Codru-Moma şi Drocea**	179—190
Pruteanu Margarita	**Contribuţii la cunoaşterea elementelor rare şi disperse conţinute în cărbunii din bazinul Valea Jiului** . .	191—193
Ludmann, T., Szocs, H. şi *Mihalka, St.*	**Calculul rezervelor de substanţe minerale utile solide cu ajutorul unui calculator electronic analog** . . .	194—197
Ilie, P. şi *Buligan, M.*	**Hidrofilizarea concentratelor de barită utilizate la îngreuiarea noroaielor de foraj**	198—200
Lăzărescu, I.	**Tendinţe în tehnica preparării minereurilor**	201—202

ŞTIRI

CRONICĂ

COMITETUL DE REDACŢIE

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. dr. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

MINERALIMPORTEXPORT offers a varied range of highly appreciated mining products such as:

- Salt fol the chemical industry
- Cooking salt
- Natural bitumen in various grades
- Feldspar
- Bentonite used in : foundries. drilling. bleaching
- Manganese ore
- Pyrites : floatation and in lumps
- Pyrite ashes
- Diatomite used for chemical fertilizer
- Quartz : powder and in lumps
- Mica : in flakes or ground
- Ground chalk
- Barite
- Dolomite
- Talc
- Peat, fertilizer for flowers

Mineralimportexport

PLEASE MIND YOU :
MINERALIMPORTEXPORT
3 Colonadelor St ● Bucharest-Romania
Telegraphic address: Mineralimportex
Telex: 339

ORSZÁGOS MŰSZAKI DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1863

REVISTA MINELOR
ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA
ANUL XIX Nr. 5 1968

Optimizarea transportului de substanţe minerale utile exploatate prin lucrări la zi

Dr. ing. GH. DOBRE şi ing. I. SILAŞ

Este cunoscut faptul că exploatarea prin lucrări la zi a celor mai diferite substanţe minerale utile creează posibilitatea obţinerii unor mari cantităţi de producţie şi în consecinţă transportul acesteia intervine cu o pondere însemnată în preţul de cost total. De aceea, ne propunem, în cele ce urmează, să analizăm unele aspecte ale optimizării transportului de substanţe minerale utile (îndeosebi roci utile) care se extrag în cariere amplasate pe tot cuprinsul ţării. În tratarea problemei enunţate vom ţine seama de faptul că unele substanţe minerale utile cum sînt calcarele, dolomitele, nisipurile, materialele de construcţii se extrag dintr-un număr mare de cariere şi se transportă la un număr diferit de beneficiari.

I. PROBLEMA OPTIMIZĂRII TRANSPORTULUI ÎN VALORIFICAREA ROCILOR UTILE

Să presupunem că o substanţă minerală utilă se exploatează din m cariere C_1, C_2..., C_m şi că ea se utilizează de către n beneficiari B_1, B_2....B_n. Producţia anuală maximă pe cariere este a_1, a_2 ... a_m, iar necesarul celor n beneficiari este b_1, b_2, ... b_n.

Dacă preţul de cost al exploatării unei tone de substanţă minerală utilă extrasă în cariera C_i este p_i, iar cheltuielile pentru transportul acesteia de la cariera C_i la beneficiarul B_j este t_{ij} ($i = 1,2 \ldots m$; iar $j = 1,2 \ldots, n$), atunci preţul de cost al extracţiei şi transportului de la cariera C_i la beneficiarul B_j este $c_{ij} = p_i + t_{ij}$.

Se pune problema de a stabili cantităţile de materie primă pe care trebuie să le livreze fiecare carieră beneficiarilor respectivi, astfel încît cheltuielile totale de exploatare şi de transport să fie minime.

Fie x_{ij} cantitatea de rocă utilă pe care cariera C_i trebuie să o livreze beneficiarului B_j. Condiţiile iniţiale se exprimă prin următoarele relaţii:

— Producţia maximă posibilă pe fiecare carieră:

$$\sum_{j=1}^{n} x_{ij} = a_i^{*}) \quad (i = 1,2 \ldots m) \tag{1}$$

— Satisfacerea necesităţilor de materie primă pe fiecare beneficiar:

$$\sum_{i=1}^{m} x_{ij} = b_j \quad (j = 1,2, \ldots\ldots, n) \tag{2}$$

Cheltuielile totale de producţie şi transport sînt:

$$Q = \sum_{i=1}^{m} \sum_{j=1}^{n} c_{ij}\, x_{ij}\,. \tag{3}$$

Există numeroase valori ale numerelor x_{ij} care satisfac relaţiile (1) şi (2), fiecare vari-

*) Cantităţile produse trebuie să fie egale cu cele livrate deci:

$$\sum_{i=1}^{m} a_i = \sum_{j=1}^{n} b_j$$

Dacă această condiţie nu este îndeplinită şi anume $\sum_{i=1}^{m} a_i > \sum_{j=1}^{n} b_j$, atunci se consideră un beneficiar fictiv B_{n+1} cu materia primă necesară $b_{n+1} = \sum_{i=1}^{m} a_i - \sum_{j=1}^{n} b_j$.

antă conducînd la un anumit preţ de cost total Q. Dintre toate soluţiile posibile, trebuie stabilită aceea care duce la cheltuieli minime, numită soluţie optimă.

Problema enunţată este o problemă de programare liniară şi ea poate fi rezolvată prin metode grafice şi analitice.

Orice soluţie a sistemelor (1), (2) se numeşte soluţie realizabilă, iar soluţia realizabilă care face minimă expresia (3) este soluţia optimă potrivit căreia cheltuielile totale de producţie şi transport sînt minime.

În tratarea problemelor de transport trebuie să se ţină seamă de anumite particularităţi. Astfel, numărul necunoscutelor $m \cdot n$ este mare, iar coeficienţii necunoscutelor sistemului format din ecuaţiile (1) şi (2) sînt egali cu 1. De exemplu : în cazul a 5 cariere şi 6 beneficiari ai acestora apar $6 \times 5 = 30$ necunoscute. Menţionăm că orice soluţie realizabilă conţine numai $m + n - 1$ necunoscute diferite de zero, toate celelalte fiind nule.

Aceste particularităţi au determinat stabilirea unor metode analitice specifice de rezolvare a problemelor de transport, în două etape :

— determinarea unei soluţii realizabile (de bază) ;

— îmbunătăţirea soluţiei realizabile prin iteraţii succesive.

II. STABILIREA PROGRAMULUI OPTIM DE DISTRIBUIRE LA BENEFICIARI A UNOR SUBSTANŢE MINERALE UTILE EXTRASE ÎN CARIERE

1. *Enunţarea problemei*

Să presupunem că o anumită substanţă minerală utilă se exploatează în şapte cariere diferite*) şi este folosită de către 15 întreprinderi industriale (beneficiari).

În tabela 1 se prezintă capacităţile maxime de producţie pe cariere, cantităţile de rocă utilă necesare pe fiecare beneficiar şi preţul de cost al transportului unei tone de la fiecare carieră la fiecare beneficiar.

Cheltuielile pentru exploatarea unei tone de rocă utilă pe fiecare din cele 7 cariere sînt :

C_1 : 40 lei/t
C_2 : 45 lei/t
C_3 : 40 lei/t
C_4 : 45 lei/t
C_5 : 60 lei/t
C_6 : 35 lei/t
C_7 : 40 lei/t

Din tabela 1 rezultă că cele 7 cariere au o capacitate totală de producţie cu 300 mii tone mai mare decît cantităţile de rocă utilă necesare pentru cele 15 întreprinderi (1 950 — 1 650 mii tone). De aceea vom considera un beneficiar fictiv B_{16} care ar consuma 300 mii t/an cu preţul de cost 0.

În tabela 2 s-au cumulat cheltuielile de producţie cu cele de transport c_{ij}, incluzînd şi beneficiarul fictiv B_{16}.

Tabela 1

		Beneficiari															Capacitatea maximă de producţie, mii t/an a_i
		B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8	B_9	B_{10}	B_{11}	B_{12}	B_{13}	B_{14}	B_{15}	
Cariere	C_1	0	10	35	50	5	16	32	41	8	19	21	18	40	55	26	300
	C_2	35	46	3	45	31	37	8	22	29	5	9	17	12	15	27	350
	C_3	20	8	14	36	47	12	27	36	2	35	41	33	21	15	28	250
	C_4	6	17	30	1	16	33	46	43	47	29	50	41	29	23	4	400
	C_5	24	16	9	22	31	6	17	23	19	18	29	16	22	5	32	150
	C_6	37	23	38	27	16	7	16	8	16	14	6	12	15	13	20	200
	C_7	27	36	42	10	30	51	3	13	26	28	30	52	4	32	40	300
Necesar	b_j	200	75	50	150	120	75	90	125	200	100	100	50	75	90	150	1 950 / 1 650

Pentru ilustrare vom trata un exemplu numeric, folosind una din metodele analitice cu ajutorul căreia vom stabili programul optim de distribuire a unei substanţe utile extrase dintr-un număr de 7 cariere şi livrată la un număr de 15 beneficiari.

2. *Determinarea unei soluţii realizabile (soluţia de bază)*

Problema considerată conţine 112 necunoscute ($7 \times 16 = 112$), dintre care ştim că numai 22 sînt diferite de zero.

*) Exemplul considerat este demonstrativ.

Tabela 2

		Beneficiari																Capacitatea maximă de producție, mii t/an
		B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8	9	B_{10}	B_{11}	B_{12}	B_{13}	B_{14}	B_{15}	B_{16}	
Cariere	C_1	40	50	75	90	45	56	72	81	48	59	61	58	80	95	66	0	300
	C_2	80	91	48	90	76	82	53	67	74	50	54	62	57	60	72	0	350
	C_3	60	48	54	76	87	52	67	76	42	75	81	73	61	55	68	0	250
	C_4	51	62	75	46	61	78	91	88	92	74	95	86	74	68	49	0	400
	C_5	84	76	69	82	91	66	77	83	79	78	89	76	82	65	92	0	150
	C_6	72	58	73	62	51	42	51	43	51	49	41	47	50	48	55	0	200
	C_7	67	76	82	50	70	91	43	53	66	68	70	92	44	72	80	0	300
Necesar	b_j	200	75	50	150	120	75	90	125	200	100	100	50	75	90	150	300	1 950

A stabili o soluție realizabilă înseamnă a determina cantitățile de materie primă x_{ij} pe care trebuie să le livreze cariera C_i beneficiarului B_j, astfel ca cele 7 cariere să satisfacă necesitățile celor 16 beneficiari, indiferent de costul total al extracției și transportului. Așa fiind definită, o asemenea soluție se poate găsi foarte ușor. Ținînd seama însă de faptul că îmbunătățirea soluției de bază reclamă un volum mai mare de calcule decît determinarea ei, se pune problema găsirii unei astfel de soluții realizabile (de bază) care să fie cît mai apropiată de cea optimă. Pentru determinarea unei soluții realizabile există mai multe metode, dintre care metoda diferențelor duce la o soluție apropiată de cea optimă. În cele ce urmează vom determina o soluție realizabilă, folosind această metodă, care constă în următoarele (tabela 3).

Tabela 3

		Beneficiari																Cap. max. de prod. a_i	Diferențe		
		B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8	B_9	B_{10}	B_{11}	B_{12}	B_{13}	B_{14}	B_{15}	B_{16}		1	2	3
Cariere	C_1	40/200	50	75	90	45/100	56	72	81	48	59	61	58	80	95	66	0	300	40	40	5
	C_2	80	91	48/50	90	76	82	53	67	74	50/100	54	62	57	60/50	72	0/150	350	48	48*	2
	C_3	60	48/25	54	76	87	52/25	67	76	42/200	75	81	73	61	55	68	0	250	42	42	6
	C_4	51	62/50	75	46/150	61/20	78	91	88	92	74	95	86	74	68/30	49/150	0	400	46	46	3
	C_5	84	76	69	82	91	66	77	83	79	78	89	76	82	65	92	0/150	150	65*	—	—
	C_6	72	58	73	62	51	42/50	51	43	51	49	41/100	47/50	50	48	55	0	200	41	41	1
	C_7	67	76	82	50	70	91	43/90	53/125	66	68	70	92	44/75	72/10	80	0	300	43	43	1
Necesar	b_j	200	75	50	150	120	75	90	125	200	100	100	50	75	90	150	300	1 950			
Diferențe	1	11	2	6	4	6	10	8	10	6	1	13	11	6	7	6	0				
	2	11	2	6	4	6	10	8	10	6	1	13	11	6	7	6	0				
	3	11	2	6	4	6	10	8	10	6	1	13*	11	6	7	6	—				

— Matricea inițială (tabela 2) se completează la dreapta, respectiv în jos cu 22 coloane, respectiv linii (22 = numărul necunoscutelor diferite de zero).

— În coloana 1 din dreapta (linia 1 de jos) se trec diferențele dintre cele mai mici două elemente (c_{ij}) de pe liniile (coloanele) corespunzătoare. Astfel, în linia 1 (C_1) cele mai mici numere sînt 0 și 40. Diferența lor (40 — 0 = 40) se trece în primul pătrățel al coloanei 1 din dreapta. În coloana 7 (B_7) cele mai mici 2 numere sînt 51 și 43. Diferența lor (51 — 43 = = 8) se trece în pătratul 7 al liniei 1 de jos.

— Se alege cea mai mare diferență din linia și coloana de același rang. Astfel, pe coloana 1 din dreapta și linia 1 de jos, cea mai mare diferență este 65.

— Pe linia sau coloana din matricea prețurilor de cost, corespunzătoare diferenței maxime, se alege cel mai mic număr c_{ij} și în pătratul său se trece cel mai mic dintre numerele a_i și b_j. În exemplul considerat, la diferența maximă de 65 corespunde linia 5 (C_5). Pe această linie, cel mai mic număr este $c_{5\cdot16} = 0$. În acest pătrățel vom trece cel mai mic dintre numerele $a_5 = 150$ și $b_{16} = 300$, adică 150. În acest fel se consideră că, cariera C_5 livrează toată producția sa beneficiarului B_{16}. Această carieră își epuizează producția, deci pentru calculele viitoare nu se ia în considerare linia C_5, iar beneficiarul B_{16} rămîne în continuare cu o cantitate de materie primă necesară de 150 (300 — 150).

Se calculează apoi diferențele din linia 2 de jos și coloana 2 din dreapta, excluzînd linia C_5 și considerînd $b_{16} = 150$. Procedeul se continuă pînă se epuizează capacitatea de producție integrală a celor 7 cariere și s-au acoperit în întregime necesitățile celor 16 beneficiari. În tabela 3 s-au trecut numai primele trei linii și coloane ale diferențelor.

Cantitățile de materie primă pe care urmează să le livreze carierele C_i beneficiarilor B_j sînt trecute (în mii tone) în pătrățelele corespunzătoare din tabela 3, la numitor. Ele constituie o soluție de bază a problemei propuse.

3. *Îmbunătățirea soluției de bază*

Soluția determinată în tabela 3 asigură necesarul de materie primă la cei 15 beneficiari (plus beneficiarul fictiv) și epuizează producția celor 7 cariere, fără a fi neapărat optimă. În continuare se verifică dacă soluția de bază găsită este optimă.

În acest scop se formează matricea diferențelor $c_{ij} - U_i - V_j$. Numerele U_i și V_j se determină astfel ca în pătrățelele ocupate să apară cifra zero, adică ele sînt soluții ale sistemului: $U_1 + V_1 = 40$; $U_1 + V_5 = 45$; $U_2 + V_3 = 48$; $U_2 + V_{10} = 50$; $U_2 + V_{14} = 60$; $U_2 + V_{16} = 0$; $U_3 + V_2 = 48$; $U_3 + V_6 = 52$; $U_3 + V_9 = 42$; $U_4 + V_2 = 62$; $U_4 + V_4 = 46$; $U_4 + V_5 = 61$; $U_4 + V_{14} = 68$; $U_4 + V_{15} = 49$; $U_5 + V_{16} = 0$; $U_6 + V_6 = 42$; $U_6 + V_{11} = 41$; $U_6 + V_{12} = 47$; $U_7 + V_7 = 43$; $U_7 + V_8 = 53$; $U_7 + V_{13} = 44$; $U_7 + V_{14} = 72$.

Acest sistem conține 23 necunoscute și numai 22 ecuații, deci el este nedeterminat. O soluție se poate obține admițînd o anumită

Tabela 4

C_i \ B_j	B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8	B_9	B_{10}	B_{11}	B_{12}	B_{13}	B_{14}	B_{15}	B_{16}	U_i
C_1	0/200	4	35	60	0/100	6	49	48	8	17	12	3	54	43	33	8	0
C_2	32	37	0/50	52	23	24	22	26	26	0/100	−3	−1	25	0/50	31	0/150	8
C_3	18	0/25	12	44	40	0/25	42	41	0/200	31	30	16	35	1	33	6	2
C_4	−5	0/50	19	0/150	0/20	12	52	39	36	16	30	15	34	0/30	0/150	−8	16
C_5	36	22	21	44	38	8	46	42	31	28	32	13	30	5	51	0/150	8
C_6	40	20	41	40	14	0/50	36	18	19	15	0/100	0/50	34	4	30	16	−8
C_7	7	10	22	0	5	21	0/90	0/125	6	6	1	16	0/75	0/10	27	−12	20
V_j	40	46	40	30	45	50	23	33	40	42	49	55	24	52	33	−8	

valoare numerică pentru una din necunoscute. Astfel, pentru $U_1 = 0$, se obține soluția:

$U_1 = 0$ $V_1 = 40$ $V_9 = 40$
$U_2 = 8$ $V_2 = 46$ $V_{10} = 42$
$U_3 = 2$ $V_3 = 40$ $V_{11} = 49$
$U_4 = 16$ $V_4 = 30$ $V_{12} = 55$
$U_5 = 8$ $V_5 = 45$ $V_{13} = 24$
$U_6 = 8$ $V_6 = 50$ $V_{14} = 52$
$U_7 = 20$ $V_7 = 23$ $V_{15} = 33$
$V_8 = 33$ $V_{16} = -8$

Cu valorile găsite ale variabilelor U_i și V_j se întocmește matricea diferențelor (tabela 4), obținută prin înlocuirea numerelor c_{ij} cu diferențele $c_{ij} - U_i - V_j$. Pe locurile ocupate, la numitor se trec cantitățile x_{ij} din tabela 3. Dacă toate diferențele $c_{ij} - U_i - V_j$ sînt pozitive sau nule, soluția găsită este optimă, iar dacă apar și diferențe negative, ea trebuie îmbunătățită.

În tabela 4 apar 5 diferențe negative, ceea ce înseamnă că soluția de bază poate fi îmbunătățită.

Pentru îmbunătățirea soluției de bază se procedează astfel:

— Se reproduc într-o tabelă pătratele ocupate (tabela 5).

— Pornind dintr-un pătrățel cu diferența negativă se formează un ciclu, parcurs în același sens, pe orizontală și verticală, făcîndu-se cotiri de 90° numai la pătrățelele ocupate, pînă ce se ajunge la pătrățelul inițial. În exemplul considerat, pornind din pătrățelul (7,16) unde apare cea mai mare diferență negativă (— 12), ciclul închis se formează astfel = = (7,16) → (2,16) → (2,14) → (7,14) → (7,16).

— Pătrățelelor din colțurile ciclului închis li se atribuie alternativ semnele + și —, pătrățelul inițial (neocupat) avînd întotdeauna semnul +.

— Cel mai mic număr x_{ij} situat într-un pătrățel negativ se adună la numerele din colțurile cu semnul + și se scade din cele situate în colțurile cu semnul —. În cazul ciclului considerat în pătrățele negative apar numerele $x_{2.16} = 150$ și $x_{7.14} = 10$. Numărul 10 se adaugă la $x_{7.16}$ și $x_{2.14}$ și se scade din numerele $x_{2.16}$ și $x_{7.14}$. Această modificare revine la mutarea pătratului ocupat (7,14) pe pătratul (7,16) și la transferarea a 10 unități de la pătratul (2,16) la pătratul (2,14). După efectuarea acestui ciclu, cariera C_7 transferă 10 mii t, de la beneficiarul B_{14} la beneficiarul B_{16}, iar cariera C_2, aceeași cantitate o transferă de la beneficiarul B_{16} la beneficiarul B_{14}. Aceste modificări conduc la următoarele modificări în cheltuielile totale:

$\Delta Q_{7.16} = (+ 0 - 0 + 60 - 72)\ 10 = - 120$,

adică cheltuielile de transport și de producție se reduc cu 120 mii lei/an.

Operația se continuă cu formarea altor cicluri, pornind din alt pătrățel cu diferența negativă, ținîndu-se seama de modificările aduse de ciclurile anterioare. Astfel, pentru formarea ciclului (4,16)→(2,16)→(2,14)→(4,14)→ →(4,16) se va considera:

$x_{2.14} = 60$; $x_{2.16} = 140$; $x_{7.14} = 0$; $x_{7.16} = 10$.

Tabela 5

B_j / C_i	B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8	B_9	B_{10}	B_{11}	B_{12}	B_{13}	B_{14}	B_{15}	B_{16}	a_i
C_1	40/200				45/100												300
C_2			48/50							50/100				60+/50 ←		0−/150 ↑	350
C_3		48/25				52/25			42/200								250
C_4		62/50		46/150	61/20									68/30	49/150		400
C_5																0/150	150
C_6						42/50					41/100	47/50					200
C_7							43/90	53/125					44/75	72−/10 ↓		+ / $x_{7.16}$ →	300
b_i	200	75	50	150	120	75	90	125	200	100	100	50	75	90	150	300	1 950

Prin cel de al doilea ciclu, preţul de cost total se modifică cu:
$\Delta Q_{4.16} = (+0 - 0 + 60 - 68)\ 30 = -8.30 = -240$ mii lei/an, iar valorile x_{ij} situate pe colţurile ciclului devin:

$$x_{4.16} = 30;\ x_{4.14} = 0;\ x_{2.14} = 90;\ x_{2.16} = 110.$$

Al treilea ciclu porneşte din pătratul (4,1) şi este:
(4,1)→(4,5)→(1,5)→(1,1)→(4,1) şi prin el se realizează o modificare a preţului de cost cu:
$\Delta Q_{4.1} = (+51 - 61 + 45 - 40)\ 20 = -5 \times 20 = -100$ mii lei/an, iar variabilele x_{ij} din colţurile acestui ciclu devin:

$$x_{4.1} = 20;\ x_{4.5} = 0;\ x_{1.5} = 120;\ x_{1.1} = 180.$$

Al patrulea ciclu, pornind din pătratul (2,11) este:
(2,11) → (2,16) → (4,16) → (4,2) → (3,2) → (3,6) → → (6,6) → (6,11) → (2,11). Prin acest ciclu se produce următoarea modificare în preţul de cost:
$\Delta Q_{2.11} = (+54 - 0 + 0 - 62 + 48 - 52 + +42 - 41)\ 25 = -11 \times 25 = -275$ mii tone, iar variabilele x_{ij} situate în colţuri devin:
$x_{2.11} = 25;\ x_{2.16} = 85;\ x_{4.16} = 55;\ x_{4.2} = 25;\ x_{3.2} = 50;\ x_{3.6} = 0;\ x_{6.6} = 75;\ x_{6.11} = 75.$
În pătratul (2,12) apare, de asemenea, o diferenţă negativă (— 1) dar ciclul închis (2,12)→ (2,11) → (6,11) → (6,12) → (2,12) conduce la o majorare a preţului de cost total. Aceasta se datoreşte faptului că pe aceeaşi matrice a diferenţelor (tabela 5) s-au suprapus 4 cicluri.
Repartiţia producţiei şi noul program de transport (soluţia îmbunătăţită) în urma efectuării acestor 4 cicluri este redată în tabela 6.

Din datele prezentate în tabela 6 rezultă că soluţia îmbunătăţită duce la un alt program de exploatare şi de transport. De data aceasta, din cele 7 cariere numai 3 (C_1, C_3 şi C_6) urmează să lucreze la capacitatea maximă, iar distribuţia producţiei pe beneficiari se modifică. Aceste schimbări conduc la o reducere a cheltuielilor totale de producţie şi de transport cu:

$$-\Delta Q = -\sum \Delta Q_{ij} = 735 \text{ mii lei/an},$$

ele devenind de 76 740 mii lei/an, faţă de 77 475 mii lei/an în soluţia de bază.

Procedînd în mod analog se verifică dacă soluţia îmbunătăţită este optimă sau mai poate fi îmbunătăţită.

În acest scop se întocmeşte matricea diferenţelor pornind de data aceasta de la soluţia îmbunătăţită (tabela 7). Variabilele U_i şi V_j s-au trecut direct în tabela 7.

În tabela 7 apare o singură diferenţă negativă ($d_{1.2} = -1$). Ciclul (1,2) → (1,1) → (4,1) → → (4,2) → (1,2) conduce la modificarea preţului de cost cu:
$\Delta Q_{1.2} = (+50 - 40 + 51 - 62)\ 25 = -25$ mii lei/an, iar variabilele x_{ij} situate în colţurile ciclului devin:

$$x_{1.2} = 25;\ x_{1.1} = 155;\ x_{4.1} = 45;\ x_{4.3} = 0.$$

Pentru a verifica dacă această soluţie este optimă se prezintă matricea diferenţelor (tabela 8), în „pătratele ocupate" la numitor fiind trecute variabilele x_{ij}.

Deoarece în tabela 8 nu apare nici o diferenţă negativă, înseamnă că soluţia dată de această

Tabela 6

C_i \ B_j	B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8	B_9	B_{10}	B_{11}	B_{12}	B_{13}	B_{14}	B_{15}	B_{16}	a_i
C_1	40/180				45/120												300
C_2			48/50							50/100	54/25			60/90		0/85	350
C_3		48/50							42/200								250
C_4	51/20	62/25		46/150											49/150	0/55	400
C_5																0/150	150
C_6						42/75					41/75	47/50					200
C_7							43/90	53/125					44/75			0/10	300
b_j	200	75	50	150	120	75	90	125	200	100	100	50	75	90	150	300	1 950

Q = 76 740 mii lei/an.

Tabela 7

C_i \ B_j	B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8	B_9	B_{10}	B_{11}	B_{12}	B_{13}	B_{14}	B_{15}	B_{16}	U_i
C_1	0/180	−1	38	55	0/120	12	40	39	3	20	18	9	47	46	28	11	0
C_2	29	29	0/50	44	20	27	10	14	18	0/100	0/25	2	13	0/90	23	0/85	11
C_3	23	0/50	20	44	45	11	38	37	0/200	39	41	27	31	9	33	14	−3
C_4	0/20	0/25	27	0/150	5	23	48	35	36	34	41	26	30	8	0/150	0/55	11
C_5	33	14	21	36	35	11	34	30	23	28	35	16	38	5	43	0/150	11
C_6	34	9	38	29	8	0/175	21	3	8	12	0/75	0/50	19	1	19	13	−2
C_7	16	14	34	4	14	36	0/90	0/125	10	18	16	32	0/75	12	31	0/10	11
V_j	40	51	37	35	45	44	32	42	45	39	43	49	33	49	38	−11	

tabelă este optimă, adică ea conduce la cel mai redus preţ de cost al exploatării şi transportului substanţei minerale utile.

Din analizarea soluţiei optime (tabela 8) rezultă:

a) Planul de producţie optim pe cariere

Pentru cele 7 cariere urmează să se planifice următoarele cantităţi de rocă utilă:

Cariera C_1 : 300 mii t/an
Cariera C_2 : 265 mii t/an
Cariera C_3 : 250 mii t/an
Cariera C_4 : 345 mii t/an
Cariera C_5 : —
Cariera C_6 : 200 mii t/an
Cariera C_7 : 290 mii t/an

Total = 1 650 mii t/an

Tabela 8

C_i \ B_j	B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8	B_9	B_{10}	B_{11}	B_{12}	B_{13}	B_{14}	B_{15}	B_{16}	U_i
C_1	0/155	0/25	38	55	0/120	12	40	39	4	20	18	9	47	46	28	11	0
C_2	29	30	0/50	44	20	27	10	14	19	0/100	0/25	2	13	0/90	23	0/85	11
C_3	22	0/50	19	43	44	10	37	36	0/200	38	40	26	30	8	32	13	−2
C_4	0/45	1	27	0/150	5	23	68	35	37	24	41	26	30	8	0/150	0/55	11
C_5	33	15	21	36	35	11	34	30	24	28	35	16	38	5	43	0/150	11
C_6	34	10	38	29	8	0/75	21	3	9	12	0/75	0/50	19	1	19	13	−2
C_7	16	15	34	4	14	36	0/90	0/125	11	18	16	32	0/75	12	31	0/10	11
V_j	40	50	37	35	45	44	32	42	44	39	43	49	33	49	38	−11	

Q = 76 715 mii lei/an

Datorită prețului de cost ridicat în cariera C_5, cît și faptului că celelalte cariere pot asigura necesitățile de materie primă ale celor 15 întreprinderi industriale, această carieră (5) nu trebuie deschisă.

b) Programul optim de transport

Producția realizată de cele 6 cariere (cariera C_5 nu intră în exploatare) se repartizează pe beneficiari astfel:

Cariera C_1	urmează	B_1	: 155 mii t/an
	să livreze	B_2	: 25 mii t/an
	beneficiarilor	B_5	: 120 mii t/an
		Total	: 300 mii t/an
Cariera C_2	urmează	B_3	: 50 mii t/an
	să livreze	B_{10}	: 100 mii t/an
	beneficiarilor	B_{11}	: 25 mii t/an
		B_{14}	: 90 mii t/an
		Total	: 265 mii t/an
Cariera C_3	urmează	B_2	: 50 mii t/an
	să livreze	B_9	: 200 mii t/an
	beneficiarilor		
		Total	: 250 mii t/an
Cariera C_4	urmează	B_1	: 45 mii t/an
	să livreze	B_4	: 150 mii t/an
	beneficiarilor	B_{15}	: 150 mii t/an
		Total	: 345 mii t/an
Cariera C_6	urmează	B_6	: 75 mii t/an
	să livreze	B_{11}	: 75 mii t/an
	beneficiarilor	B_{12}	: 50 mii t/an
		Total	: 200 mii t/an
Cariera C_7	urmează	B_7	: 90 mii t/an
	să livreze	B_8	: 125 mii t/an
	beneficiarilor	B_{13}	: 75 mii t/an
		Total	: 290 mii t/an

Prețul de cost al exploatării și transportului celor 1 650 mii t de rocă utilă este minim în varianta optimă și egal cu 76 715 mii lei/an.

Orice schimbare a programului de producție și de transport stabilit conduce la mărirea prețului de cost total. În scopul ilustrării acestei afirmații cît și pentru a scoate în evidență eficiența economică și complexitatea metodelor matematice în problemele de optimizare, vom face unele constatări interesante în legătură cu exemplul tratat. În tabela 9 reproducem soluția optimă, împreună cu prețurile de cost c_{ij} și producția pe cariere.

Din examinarea tabelei 9 se observă unele cazuri aparent paradoxale.

Astfel, să urmărim datele înscrise în coloana 8. Constatăm că beneficiarul B_8, în loc să primească materia primă din cariera C_6, la un preț de cost loco fabrică de 43 lei/t, urmează să fie aprovizionată din cariera C_7, la un preț de cost de 53 lei/t, adică cu 10 lei/t mai mult (aprovizionîndu-se din cariera C_6, întreprinderea B_8 ar realiza o economie la prețul de cost al materiei prime de $10 \times 125000 = 1250000$ lei/an). Să examinăm însă ce urmări ar avea pe ansamblul carierelor și a întreprinderilor dacă beneficiarul B_8 ar primi cele 125 000 t de materie primă din cariera C_6. În acest scop este necesar să se facă modificările după ciclul $(6,8) \rightarrow (6,11) \rightarrow (2,11) \rightarrow (2,16) \rightarrow (7,16) \rightarrow (7,8) \rightarrow \rightarrow (6,8)$. Acest ciclu atrage după sine următoarea modificare a prețului de cost:

$$\Delta Q_{6.8} = (+43 - 41 + 54 - 0 + 0 - 53)\, 125\,000 =$$

$$= 375\,000 \text{ lei/an.}$$

Tabela 9

C_i \ B_j	B_1	B_2	B_3	B_4	B_5	B_6	B_7	B_8	B_9	B_{10}	B_{11}	B_{12}	B_{13}	B_{14}	B_{15}	B_{16}	a_i
C_1	40 / 155	50 / 25	75	90	45 / 120	56	72	81	48	59	61	58	80	95	66	0	300
C_2	80	91	48 / 50	90	76	82	53	67	74	50 / 100	54 / 25	62	57	60 / 90	72	0 / 85	350
C_3	60	48 / 50	54	76	87	52	67	76	42 / 200	75	81	73	61	55	68	0	250
C_4	51 / 45	62	75	46 / 150	61	78	91	88	92	74	95	86	74	68	49 / 150	0 / 55	400
C_5	84	76	69	82	91	66	77	83	79	78	89	76	82	65	92	0 / 150	150
C_6	72	58	73	62	51	42 / 75	51	43	51	49	41 / 75	47 / 50	50	48	55	0	200
C_7	67	76	82	50	70	91	43 / 90	53 / 125	66	68	70	92	44 / 75	72	80	0 / 10	300
b_j	200	75	50	150	120	75	90	125	200	100	100	50	75	90	150	300	1 950

Prin urmare, dacă întreprinderea B_8 se aprovizionează cu materie primă minerală din cariera C_6, ea realizează o economie de 1250000 lei/an, dar pe ansamblul întreprinderilor se înregistrează o majorare a prețului de cost cu 375 000 lei/an, ceea ce dovedește că această modificare este nerațională.

Urmărind linia 2, se observă cum cariera C_2 livrează beneficiarului B_{14} 90 000 t rocă utilă pe an, cu un preț de cost de 60 lei/t. Dacă aceeași cantitate, cariera C_2 ar livra-o beneficiarului B_7, la un preț de cost de 53 lei/t, s-ar realiza o economie de $7 \times 90\,000$ lei/an, dar această modificare ar atrage după sine majorarea cheltuielilor totale pe ansamblul carierelor și a beneficiarilor cu:

$$\Delta Q_{2.7} = -(+53 - 43 + 72 - 60)\,90\,000 =$$

$$= 1\,980\,000 \text{ lei/an}$$

[ciclul $(2,7) \rightarrow (7,7) \rightarrow (7,14) \rightarrow (2,14) \rightarrow (2,7)$], deci nici această modificare nu este rațională din punct de vedere economic. În tabela 9 mai există numeroase modificări aparent avantajoase, însă toate conduc la majorarea cheltuielilor totale de producție și de transport.

BIBLIOGRAFIE

[1] Ionescu, H., Mirescu, P. și Nădejde, I. *Programarea liniară*. Editura științifică, București, 1964.

Dr. ing. L. DOBRESCU

Controlul statistic al funcţionării instalaţiilor de preparare

În perioada actuală a dezvoltării industriale a ţării noastre, tehnica preparării substanţelor minerale utile a cunoscut o mare dezvoltare. Au fost introduse metode noi de prelucrare, utilaje moderne de mare capacitate şi eficienţă, s-a mecanizat majoritatea operaţiilor, iar progresele realizate au dus la modificări esenţiale ale fluxurilor tehnologice existente şi la alte fluxuri noi.

Pentru obţinerea unor randamente cît mai bune, s-a acordat o deosebită atenţie perfecţionării controlului tehnic al calităţii producţiei.

Ministerul Minelor a elaborat norme şi instrucţiuni pentru controlul activităţii uzinelor de preparare, care au caracter obligatoriu.

Planurile de producţie ale instalaţiilor de preparare cuprind următoarele sarcini [1]:

— cantitatea de minereu ce urmează a fi prelucrat, cu indicarea conţinutului de substanţe utile;

— cantitatea de concentrate ce se vor produce;

— conţinuturile în substanţe utile ale concentratelor;

— extracţia economică (marfă) de metale (sau substanţă utilă) în concentrate.

Controlul calitativ şi cantitativ, în diferitele faze ale procesului tehnologic, se efectuează permanent de organul CTC.

Datorită perfecţionării controlului de calitate, producţia de minereuri s-a îmbunătăţit atît calitativ cît şi cantitativ. Cu toate acestea sînt încă numeroase probleme care n-au putut fi rezolvate. Aplicarea metodelor clasice de control, folosite la noi în ţară, necesită un personal numeros. În plus, metoda clasică are, aşa cum se dovedeşte din practică, un caracter nesigur şi subiectiv bazîndu-se, în mare măsură, pe priceperea şi îndrumarea celor care execută controlul, ceea ce în unele cazuri are ca efect nesesizarea defecţiunilor din instalaţie [2].

Necesitatea micşorării cheltuielilor de control şi asigurarea funcţionării optime a instalaţiilor a dus în străinătate la elaborarea unor noi metode de control tehnic printre care controlul statistic al calităţii, care este aplicat şi la noi în ţară în alte ramuri industriale.

Avantajele principale ale controlului statistic sînt: prevenierea rapidă a defecţiunilor, micşorarea timpului afectat operaţiilor de control, posibilitatea de automatizare a controlului, stabilirea corectă a indicatorilor tehnologici etc.

În prepararea minereurilor, controlul statistic se impune şi prin caracterul specific al materiei prime care se prelucrează. Datorită fluctuaţiilor relativ mari ale conţinuturilor de substanţe utile şi chiar a caracteristicilor minereurilor cu care se alimentează uzinele de preparare, rezultatele ce se obţin pot varia de la o zi la alta. Din această cauză, se poate întîmpla ca o uzină să funcţioneze perfect şi cu toate acestea rezultatele obţinute să pară slabe, sau invers uzina să funcţioneze defectuos, iar rezultatele obţinute să fie aparent mulţumitoare.

Asemenea nepotrivire, în ceea ce priveşte modul de funcţionare a uzinelor şi valorile indicatorilor tehnologici cu ajutorul cărora se face aprecierea instalaţiilor (extracţia în greutate şi extracţia în metal), sînt şi mai accentuate datorită erorilor (chiar admisibile) de luare a probelor şi de analiză chimică.

Metoda statistică de control permite să se aprecieze corect limitele între care pot varia rezultatele ce se obţin în instalaţie în cazul unei funcţionări normale, în funcţie de fluctuaţiile calităţii minereurilor şi de erorile ce pot interveni la probare şi analiză. Prin aceasta se pot stabili rezultatele anormale, iar analizele imediate pot arăta dacă ele se datoresc unor cauze obiective, independente de funcţionarea instalaţiei sau unor cauze subiective.

În lucrarea de faţă, ne propunem să prezentăm cîteva principii ce stau la baza controlului statistic al instalaţiilor de preparare a minereurilor.

Caracteristicile distribuirii rezultatelor obţinute în instalaţiile de preparare a minereurilor

Pentru controlul statistic al instalaţiilor de preparare a substanţelor minerale utile, la aprecierea rezultatelor se folosesc statistici ale

distribuirii (împrăştierii) rezultatelor, ţinîndu-se seama de :

— erorile inerente la luarea probelor şi analiza chimică ;

— fluctuaţiile caracteristicilor minereurilor ;

— fluctuaţiile normale ale funcţionării instalaţiilor etc.

Distribuirea (împrăştierea) rezultatelor obţinute în instalaţiile de preparare se caracterizează, în practică, prin următorii parametri principali : abaterea centrală, dispersia şi abaterea medie pătratică.

Abaterea centrală A, reprezintă diferenţa dintre valoarea observată x_i şi media aritmetică $\overline{x}$:

$$A = x_i - \overline{x} \tag{1}$$

în care :

$$\overline{x} = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_i}{n} \tag{2}$$

unde n este numărul de observaţii.

Dispersia probei este dată de relaţia :

$$s^2 = \frac{\sum_{i=1}^{n} (x_i - \overline{x})^2}{n-1} \tag{3}$$

unde s este *abaterea medie pătratică* a probei (abaterea standard).

Abaterea standard a mediei unui număr de n observaţii este :

$$s_m = \frac{s}{\sqrt{n}}. \tag{4}$$

Abaterile care intervin în determinarea rezultatelor unei aceleiaşi măsurători repetate de un număr mare de ori sînt distribuite după anumite legi. În marea majoritate a cazurilor, frecvenţa împrăştierii urmează legea lui Gauss (legea normală), care poate fi exprimată prin relaţia :

$$y = \frac{1}{s\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(x-\overline{x})^2}{2s^2}}. \tag{5}$$

Maximul funcţiei y corespunde lui $\overline{x}$, iar curba este simetrică faţă de ordonata lui $\overline{x}$.

Cu cît abaterea mediei este mai mare, cu atît maximul funcţiei are o valoare mai mică şi curba este mai aplatisată.

Pentru fiecare caracteristică se admite un anumit cîmp de toleranţă adică se stabilesc limitele L_i şi L_s între care trebuie să se găsească valorile caractetisticii. Pentru aceasta este necesar să se calculeze probabilitatea ca valorile caracteristicii să se găsească în cîmpul de toleranţă, în ipoteza că centrul de grupare coincide cu mijlocul cîmpului de toleranţă. Probabilitatea respectivă este dată de funcţia de distribuţie :

$$F(x) = \frac{1}{s\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{x} e^{-\frac{(x-\overline{x})^2}{2s^2}} \, dx. \tag{6}$$

Făcînd o mişcare de translaţie a originii coordonatelor în punctul $x = \overline{x}$ şi exprimînd abscisele în raport cu noua origine (în fracţii ale abaterii medii pătratice) se obţine distribuţia normală. Astfel se poate trece de la o variabilă întîmplătoare x la variabilă normată :

$$z = \frac{x - \overline{x}}{s}. \tag{7}$$

Funcţia de frecvenţă capătă forma :

$$f(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{z^2}{2}}, \tag{8}$$

iar funcţia de distribuţie $F(z)$:

$$F(z) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^z e^{-\frac{z^2}{2}} \cdot dz. \tag{9}$$

Probabilitatea ca valorile unei variabile z să fie mai mică sau egală cu o valoare dată Z şi mai mare decît zero se notează cu $\Phi(z)$ şi se numeşte funcţia lui Laplace. Grafic, funcţia $\Phi(z)$ este dată de integrala definită :

$$\Phi(z) = P(z \leqslant z) = \frac{1}{2\pi} \int_0^z e^{-\frac{z^2}{2}} \, dz \tag{10}$$

şi reprezintă aria mărginită de curba $f(z)$ în intervalul $(0, z)$. Valorile acestei funcţii pentru diverse valori ale lui z sînt date în tabela 1.

Tabela 1

z	(z)	z	(z)	z	(z)
0,00	0,00000	1,1	0,36433	2,1	0,48214
0,10	0,03983	1,2	0,38493	2,2	0,48610
0,20	0,07926	1,3	0,40320	2,3	0,48928
0,30	0,11791	1,4	0,41924	2,4	0,49180
0,40	0,15542	1,5	0,43319	2,5	0,49379
0,50	0,19146	1,6	0,44520	2,6	0,49534
0,60	0,22575	1,7	0,45543	2,7	0,49653
0,70	0,25804	1,8	0,46407	2,8	0,49744
0,80	0,28814	1,9	0,47128	2,9	0,49813
0,90	0,31594	2,0	0,47725	3,0	0,49865
1,00	0,34134				

Probabilitatea ca o variabilă z să aibă valori cuprinse între $-z_i$ şi z_i este egală cu :

$$P = 2\Phi(z). \tag{11}$$

În practică, de cele mai multe ori se dă probabilitatea P şi se cere să se determine valoarea corespunzătoare a variabilei întîmplătoare. Cunoscîndu-se P se determină din tabele valoarea lui z şi apoi valoarea caracteristicii x care ne interesează (abaterea medie, abaterea medie pătratică etc.) cu ajutorul relaţiei :

$$z = \frac{x - \overline{x}}{s}. \tag{12}$$

Cu cît frecvența de apariție a erorii este mai mare, cu atît valoarea lui z va fi mai mare. Probabilitatea ca să nu se producă nici o abatere are o frecvență nulă $\Phi(z = 0) = 0$.

Se poate admite, din punct de vedere practic, că o anumită abatere se produce sigur dacă $\Phi(z) = 0{,}998$ și $z = 3$.

Valorile limită între care poate varia un rezultat x, fără să fie considerat greșit, este :

$$x = \bar{x} + zs. \tag{13}$$

În cazul în care variabila x se referă la o probă care cuprinde numai o parte neînsemnată dintr-o masă totală (de ex. în cazul determinării abaterilor privind analizele chimice ale unor probe colectate dintr-o masă mare de minereu), în locul abaterii standard s, se ia în considerare, la determinarea limitelor admise între care pot varia, abaterea standard a mediei unui număr de n observații (de probe elementare colectate din întreaga masă) [3].

$$x = \bar{x} \pm \frac{zs}{\sqrt{n}} \tag{14}$$

în care n este numărul probelor elementare colectate din întreaga masă de material.

Experiențele făcute au dovedit că în unele cazuri distribuirea caracteristicilor împrăștierii se face după alte legi statistice decît cea normală (a lui Gauss). În aceste cazuri probabilitățile de producere a abaterilor se stabilesc fie empiric, fie prin calcule de matematică statistică.

În teoria statistică a colectării probelor de minereuri, care este una din problemele de bază pentru controlul instalațiilor de preparare, se ține seama de toți factorii care influențează abaterile de la valoarea exactă, calculîndu-se, în funcție de acești factori, caracteristicile împrăștierii rezultatelor și probabilitatea de producere a unei anumite abateri de la valoarea medie. Despre această problemă, care este pe larg tratată de Taggart [5], nu ne ocupăm în această lucrare.

În cele ce urmează se va insista asupra metodelor de calcul al abaterilor standard al principalilor indicatori cu care se apreciază funcționarea instalațiilor (extracția cantitativă, extracția în metal și randamentul), fără de care nu se poate executa un control statistic al acestora.

Calculul abaterilor standard ale extracției cantitative și ale extracției în metal

Abaterile standard ale extracției cantitative și ale extracției în metal sînt direct influențate de erorile sistematice și întîmplătoare care se produc la luarea probelor și la analizele chimice.

După Seyer și Duval [6] abaterea medie a extracției cantitative se determină astfel.

Fie v_0 valoarea medie a extracției, stabilită pe baza valorilor medii a_0, c_0 și b_0 a conținuturilor minereului alimentat, a concentratului și a sterilului, determinate cu relația (2), pe baza datelor obținute într-o perioadă mai lungă de funcționare a instalației :

$$v_0 = \frac{a_0 - b_0}{c_0 - b_0}. \tag{15}$$

Valoarea extracției cantitative obținute la un moment dat este dată de relația :

$$v = \frac{a - b}{c - b} \tag{16}$$

în care a, c și b sînt conținuturile analizate.

Abaterea centrală A este egala cu :

$$A = v - v_0 \tag{17}$$

$$A = \frac{\nu - \nu_0 \mu}{(c_0 - b_0) + \mu} \tag{18}$$

ν este abaterea diferenței $a-b$;
μ — abaterea diferenței $c-b$.

Dacă se notează probabilitatea elementară a producerii abaterii A cu $p(A)\,dA$ și cu $p(\nu)\,d\nu$ și $p(\mu)\,d\mu$ probabilitățile elementare de producere a abaterilor $a-b$ și $c-b$.

Conform teoriei probabilităților [7]

$$p(A)\,dA = p\nu\,d\nu\;p(\mu)\,d\mu. \tag{19}$$

Se demonstrează că probabilitatea de eroare este egală cu :

$$p(A) = \Phi[A] = \frac{c_0 - b_0}{\sqrt{2\pi}} \cdot \frac{u^2 + v_0(A + v_0)\,w^2}{[u^2 + (A + v_0)^2\,w^2]^{3/2}}\, e^{-\frac{A^2(c_0 - b_0)^2}{2[u^2 + (A + v_0)^2 w^2]}}. \tag{20}$$

Dacă se înlocuiesc valorile lui c_0, b_0, v_0, u și w se obține o ecuație care conține ca variabilă pe A ce poate fi reprezentată grafic, dîndu-se anumite valori lui A.

Dacă se iau următoarele valori :

$a_0 = 5\,\%$
$c_0 = 65\,\%$
$b_0 = 0{,}5\,\%$
$v_0 = 0{,}06976$ (prin calcul)
α = abaterea standard a lui a_0 (α = ax eroare admisă asupra lui a) = $a_0 \times 0{,}028 = 0{,}14$
$\beta = b_0 \times 0{,}02 = 0{,}01$
$\gamma = c_0 \times 0{,}005 = 0{,}325$
$u^2 = \alpha^2 + \beta^2 = 0{,}0197$
$w^2 = \gamma^2 + \beta^2 = 0{,}1057$.

Prin calcule se găsește :

$$p(A) = \Phi(A) = \frac{1{,}47 + 0{,}535\,A}{(0{,}040 + 0{,}294\,A + 0{,}2114\,A^2)^{3/2}}\, e^{-\frac{4160.25\,A^2}{(0{,}0404 + 0{,}0294A + 0{,}2114A^2}}.$$

Valorile lui $p(A)$ în funcţie de A sînt date în tabela 2.

Tabela 2

A	$p(A)$	A	$p(A)$
0	181,03	+0,0070	1,1904
+0,0010	161,21	−0,0070	1,424
−0,0010	163,42	+0,0100	0,0065
+0,0025	95,06	−0,0100	0,0064
−0,0025	95,18		
+0,0050	13,88		
−0,0050	13,72		

Dacă se trasează curba $p(A)$, prin puncte, pe o hîrtie milimetrică, se poate determina cu suficientă precizie valoarea integrală pe cale grafică, evaluînd suprafaţa prin numărul de careuri care le conţine. Rezultatele obţinute sînt indicate în tabela 3.

Tabela 3

Probabilitatea de a avea eroare cuprinsă între 0 şi :	%	Legea normală cu abatere tip 0,00225	Probabilitatea de a avea o eroare cuprinsă între 0 şi :	%	Legea normală cu abatere tip 0,00225
+0,0010	17,6	17	+0,0040	46,6	46,16
−0,0010	17,9	17	−0,0040	47,5	46,16
+0,0015	25,2	23,89	+0,0060	49,3	49,54
−0,0015	25,8	23,89	−0,0060	49,8	49,54
+0,0020	31,4	31,30			
−0,0020	32,0	31,30			

Se constată că pentru o extracţie în greutate $v = 7\%$, probabilitatea de a avea o abatere de 0,15% este de circa 51%, iar pentru a avea o abatere de 0,6% este de circa 99% (deci din punct de vedere practic în mod sigur rezultatele se încadrează între 6,4 şi 7,6%).

Aplicarea metodei de calcul expusă anterior devine extrem de dificilă în cazul extracţiei în metal : $m = v\dfrac{c}{a}$, motiv pentru care Duval propune să se determine, în locul densităţii de probabilitate a abaterii, domeniul în care abaterea absolută a extracţiei cantitative se multiplică cu valoarea raportului c/a.

Dacă se notează cu :

e_3 abaterea lui m

e_1 abaterile lui v

e_2 abaterea raportului c/a

se poate scrie următoarea relaţie :

$$m_0 + e_3 = (v_0 + e_1)\left(\frac{c_0}{a_0} + e_2\right) \qquad (21)$$

în care :

m_0, v_0, c_0 şi a_0 şi sînt valorile reale.

Deoarece $v = \dfrac{a-b}{c-b}$ este evident că e_1 şi e_2 sînt legate între ele.

Dacă se neglijează factorul $e_2 e_1$ care este foarte mic şi se ţine seama ca $m_0 = v_0\dfrac{c_0}{a_0}$ rezultă :

$$e_3 = e_1\frac{c_0}{a_0} + e_2 v_0.$$

Duval demonstrează că e_3 este mai mare sau egal cu $e_1\dfrac{c_0}{a_0}$, dacă e_1 şi e_2 au acelaşi semn şi este mai mic dacă e_1 şi e_2 au semne contrarii.

Valoarea lui e_3 se calculează determinînd pe e_1, după metoda descrisă anterior, iar pentru e_2 aplicîndu-se o relaţie similară :

$$y = \varphi(e_2) = \frac{c_0}{\sqrt{2\pi}} \cdot \frac{s_a^2 + i_0(e_2 + i_0)s_c^2}{[s_a^2 + (e_2 + i_0^2)s_c^2]^{3/2}} e^{-\frac{e_2^2 c_0^2}{2[s_0^2 + (e_2 + i_0)^2 s_c^2]}}, \qquad (22)$$

în care :

$$i_0 = \frac{s_0}{a_0}$$

s_a şi s_c abaterile standard ale conţinuturilor minereurilor alimentate şi ale concentratului.

Oliver Bes de Berc [8] consideră că metoda preconizată de Duval pentru calculul variaţiilor abaterilor extracţiei cantitative şi de metal este prea complicată şi propune să se folosească, în locul legii normale de distribuţie, legea distribuţiei logaritm normale, care dă rezultate suficient de apropiate de realitate în cazul cercetat.

O variabilă x se supune legii logaritm normale cînd variabila $Z = \log(x - \bar{x})$ se supune legii normale.

Funcţia de repartiţie a distribuţiei normale a caracteristicilor împrăştierii este :

$$p(x)\,dx = \frac{1}{x\sqrt{2\pi}\,s_{\log x}} exp\left[-\frac{\log x - m\log x}{2\,s^2_{\log x}}\right]dx \qquad (23)$$

în care :

$m_{\log x} = \log\dfrac{m_x^2}{\sqrt{m_x^2 + s^2}}$ media variabilei $z = \log x$

$s^2_{\log x} = \log\dfrac{m_x^2 + s^2}{m_x^2}$ dispersia variabilei $z = \log x$

m_x = media variabilei x.

Calculele făcute arată că pentru abateri relative, sub 20%, legea logaritm normală poate fi aplicată foarte bine în locul legii normale.

Se poate arăta uşor [8] că în cazul extracţiei cantitative, media şi dispersia distribuţiei logaritm normale pot fi exprimate prin relaţiile :

$$m_v = \frac{{}_x m}{m_y} = \text{media extracţiei} \qquad (24)$$

$$s_v^2 = \frac{m_y^2 + s_y^2}{m_y^8}(m_y^2 s_x^2 + m_x^2 s_y^2 + s_x^2 s_y^2) = \text{dispersia extracţiei}$$

în care :

$m_x = m_a - m_b$ este diferența dintre valorile medii ale conținuturilor minereurilor de alimentare și ale sterilului ;

$m_y = m_c - m_b$ — diferența dintre valorile medii ale conținuturilor concentratului și ale sterilului.

$$s_x^2 = s_a^2 + s_b^2 \text{ și } s_y^2 = s_c^2 + s_b^2 \qquad (25)$$

s_a^2, s_c^2, s_b^2 — dispersiile lui a, b, c, care se calculează din abaterile lui a, c, și b (s_a, s_c, s_b) care, în general, sînt cunoscute.

Relația 25 poate fi scrisă și sub forma :

$$\frac{s_r^2}{m_v^2} = \frac{s_x^2}{m_x^2} + \frac{s_x^2}{m_y^2} + \frac{s_x^2}{m_x^2} - \frac{s_x^2}{m_y^2}.$$

În majoritatea cazurilor $m_y^2 \gg s_y^2$ astfel că relațiile de mai sus pot fi simplificate :

$$m_v = \frac{m_x}{m_y} = \frac{a_0 - b_0}{c_0 - b_0} \qquad (26)$$

$$\frac{s_v^2}{m_v^2} \cong \frac{s_x^2}{m_x^2} + \frac{s_y^2}{m_y^2}. \qquad (27)$$

Cunoscîndu-se dispersia s_v^2 se poate determina abaterea s_v cu relația :

$$s_v = \sqrt{s_v^2}. \qquad (28)$$

Din următorul exemplu se poate urmări modul de aplicare a relațiilor deduse :

$a_0 = 1{,}3$ $\quad s_a = 0{,}1$ $\quad s_a^2 = 0{,}01$

$b_0 = 0{,}15$ $\quad s_v = 0{,}02$ $\quad s_b^2 = 0{,}0004$

$c_0 = 58$ $\quad s_c = 1$ $\quad s_c^2 = 1$

$m_x = a_0 - b_0 = 1{,}15$ $\qquad s_x^2 = s_a^2 + s_b^2 = 0{,}01 + 0{,}0004 = 104 \cdot 10^{-4}$

$m_y = c_0 - b_0 = 58$ $\qquad s_y^2 = s_c^2 + s_b^2 \cong 1$

$$m_v = \frac{1{,}15}{18} = 0{,}0198$$

$$s_0^2 = \frac{1 + (58)^2}{(58)^8} \times [(104 \cdot 10^{-4} \times 58)^2 + (1{,}15)^2] =$$

$$= \frac{36{,}3}{11{,}3 \times 106} = 3{,}21 \cdot 10^{-6}$$

$s_0 = 1 \cdot 8 \cdot 10^{-3}$ = abaterea standard

$\frac{s_v}{m_v} = \frac{1 \cdot 8 \cdot 10^{-3}}{1{,}98 \cdot 10^{-2}} = 0{,}09$ sau 9% abatere standard relativă.

Pentru extracție în metal, de Berc propune o metodă similară.

Dispersia lui m se calculează cu relația aproximativă :

$$m = i - \frac{b}{a} + \frac{b}{c}. \qquad (29)$$

Dispersia lui m poate fi scrisă în acest caz sub forma :

$$s_m^2 = s_x^2 + s_y^2,$$

în care s_x^2 și s_y^2 se calculează cu relațiile cunoscute.

Leveau M. [9] propune pentru calculul abaterilor standard ale extracțiilor cantitative, și de metal, o metodă mai simplă. Presupunîndu-se că abaterile care intervin în calcularea unui indice $i = f(a, b, c \ldots)$ de exemplu, extracția cantitativă sau de metal, sînt mici și independente, avînd o medie nulă, se poate scrie următoarea relație între abaterea relativă a indicelui $\left(\frac{\Delta i}{i}\right)$ și abaterile medii relative ale diverșilor factori care influențează acel indice $\left(\frac{\Delta a}{a}, \frac{\Delta b}{b}, \ldots\right)$:

$$\frac{\Delta i}{i} = \alpha \frac{\Delta a}{a} + \beta \frac{\Delta b}{b} + \gamma \frac{\Delta c}{c} + \ldots \qquad (30)$$

unde α, β, γ ... pot fi considerate constante într-un anumit interval.

Dispersia indicelui i este :

$$s_i^2 = \alpha^2 s_a^2 + \beta s_b^2 + \gamma_c s_c^2 + \ldots \qquad (31)$$

în care s_a^2, s_b^2, s_c^2 sînt dispersiile lui a, b, c.

Dacă se admite că abaterile medii relative ale lui a, b, $c \ldots$ variază după o lege normală, rezultă că și $\frac{\Delta i}{i}$ variază și ea după aceeași lege.

În cazul extracțiilor cantitative și de metal se pot scrie relațiile :

$$\frac{\Delta v}{v} = \frac{\Delta a - \Delta b}{a - b} - \frac{\Delta c - \Delta b}{c - b} = \left[\frac{1}{1 - \frac{b}{a}}\right] \cdot \frac{\Delta a}{a} -$$

$$- \left[\frac{1}{1 - \frac{b}{c}}\right] \cdot \frac{\Delta c}{c} - \left[\frac{1}{1 - \frac{b}{a}} \cdot \frac{1}{1 - \frac{b}{c}}\right] \frac{\Delta b}{b} \qquad (32)$$

$$\frac{\Delta m}{m} = \frac{\Delta v}{v} + \frac{\Delta c}{c} - \frac{\Delta a}{a} = \left[\frac{\frac{b}{a}}{1 - \frac{b}{a}}\right] \frac{\Delta a}{a} -$$

$$- \left[\frac{\frac{b}{c}}{1 - \frac{b}{c}}\right] \frac{\Delta c}{c} - \left[\frac{1}{1 - \frac{b}{a}} - \frac{1}{1 - \frac{b}{c}}\right] \frac{\Delta b}{b} \qquad (33)$$

Deoarece v și m sînt funcții omogene de gradul zero în raport cu a, b și c, sumele coeficienților din parantezele pătrate sînt egale cu zero, în fiecare din cele două relații.

Dispersiile lui v și m vor fi :

$$s_v^2 = \left[\frac{1}{1-\frac{b}{a}}\right]^2 s_a^2 + \left[\frac{-1}{1-\frac{b}{c}}\right]^2 s_c^2 + \left[\frac{1}{1-\frac{b}{a}} - \frac{1}{1-\frac{b}{c}}\right]^2 s_b^2 \qquad (34)$$

$$s_m^2 = \left(\frac{b}{a}\right)^2 \left[\frac{1}{1-\frac{b}{a}}\right]^2 s_a^2 + \left(\frac{b}{c}\right)^2 \left[\frac{1}{1-\frac{b}{c}}\right]^2 s_c^2 + \left[\frac{1}{1-\frac{b}{a}} - \frac{1}{1-\frac{b}{c}}\right]^2 s_b^2, \qquad (35)$$

în care s_a, s_b și s_c sînt abaterile standard relative ale lui a, b și c.

Se constată că în expresia lui s_m^2 coeficienții lui s_a^2 și s_b^2 sînt aceiași ca în expresia lui s_v^2 însă multiplicați cu $\left(\frac{b}{a}\right)^2$ și $\left(\frac{b}{c}\right)^2$. Deoarece $\frac{b}{a}$ și $\frac{b}{c}$ sînt întotdeauna subunitari, rezultă că dispersia și abaterea lui m sînt întotdeauna mai mici decît ale lui v, fapt care a fost demonstrat și teoretic de Bes de Berc.

Pentru :

$a_0 = 1{,}3\%$ $\quad \Delta_a = 0{,}1$ $\quad s_a = \frac{0{,}1}{1{,}3} = 7{,}6 \cdot 10^{-2}$

$c_0 = 58\%$ $\quad \Delta_c = 1$ $\quad s_c = \frac{1}{58} = 1{,}7 \cdot 10^{-2}$

$b_0 = 0{,}15\%$ $\quad \Delta_b = 0{,}02$ $\quad s_b = \frac{0{,}02}{0{,}15} = 133 \cdot 10^{-2}$

$s_a^2 = 59 \cdot 10^{-4}$ $\quad s_c^2 = 3 \cdot 10^{-4}$ $\quad s_b^2 = 1{,}78 \cdot 10^{-4}$

Dacă se introduc aceste date în relațiile de mai sus se obține :

$$\frac{\Delta v}{v} = 1{,}131 \frac{\Delta a}{a} - 1{,}003 \frac{\Delta c}{c} - 0{,}128 \frac{\Delta b}{b}$$

$$\frac{\Delta m}{m} = 0{,}131 \frac{\Delta a}{a} - 0{,}003 \frac{\Delta c}{c} - 0{,}128 \frac{\Delta b}{b}$$

$s_v^2 = 1{,}28\ s_a^2 + 1{,}006\ s_c^2 + 0{,}0163\ s_b^2 = 81{,}3 \cdot 10^{-4}$

$s_m^2 = 0{,}017\ s_a^2 + 0{,}000\ldots\ s_c^2 + 0{,}0163\ s_b^2 = 3{,}9 \cdot 10^{-4}$

$s_v = 0{,}09 = 9\%$ $\qquad s_m = 0{,}02 = 2\%$

Metode pentru controlul statistic al uzinelor de preparare

Pentru controlul statistic al instalațiilor de preparare au fost folosite diverse metode.

În cele ce urmează vom arăta cum se aplică cîteva dintre cele mai utilizate.

În cazul instalațiilor în care se tratează minereuri cu un conținut practic constant, o metodă ușoară de control statistic constă în compararea rezultatelor obținute cu valoarea medie (metoda medianei și a valorilor extreme).

În cazul că se controlează conținuturile metalelor din steril (de ex. în cazul preparării minereurilor de aur) se poate considera corect un rezultat dacă are valori cuprinse în limitele admise, deci dacă are valori cuprinse între $x_i = \bar{x}_i + zs/\sqrt{n}$ și $x_i = \bar{x}_2 - zs/\sqrt{n}$. În practică s-au controlat rezultatele pentru limitele :

$$x_i = \bar{x}_i \pm 2s/\sqrt{n} \text{ și } x_i = \bar{x}_i \pm 3s/\sqrt{n}$$

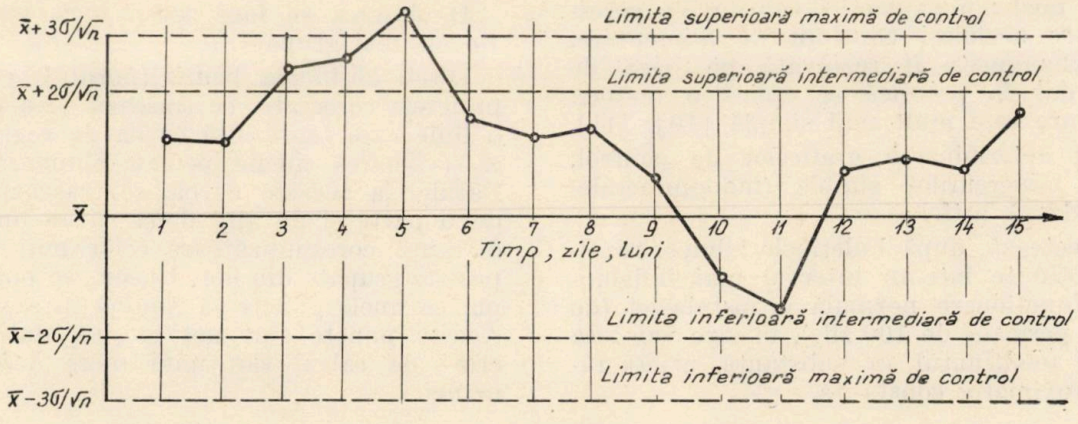
care corespund unor frecvențe de apariție a erorii de circa 95%, respectiv 99,9%.

Se trasează pe o diagramă, care cuprinde în abscisă timpul cînd s-a luat proba, iar în ordonată valorile rezultatelor (fig. 1), drepte paralele cu abscisa la valori corespunzătoare lui x_i și celor două valori limite indicate ($\bar{x}_i \pm 2s/\sqrt{n}$ și $x_i \pm 3s/\sqrt{n}$).

Valorile pe care le obținem în uzine la un anumit moment se reprezintă printr-un punct. Dacă acest punct se încadrează între limitele x_i și $x_i + 2s/\sqrt{n}$ rezultatul poate fi considerat acceptabil.

Dacă punctul se încadrează între limita interioară ($\bar{x}_i + 2s/\sqrt{n}$) și cea exterioară superioară ($\bar{x}_i + 3s/\sqrt{n}$) se consideră că instalația are un viciu, care poate fi reglat fără oprirea

Fig. 1.



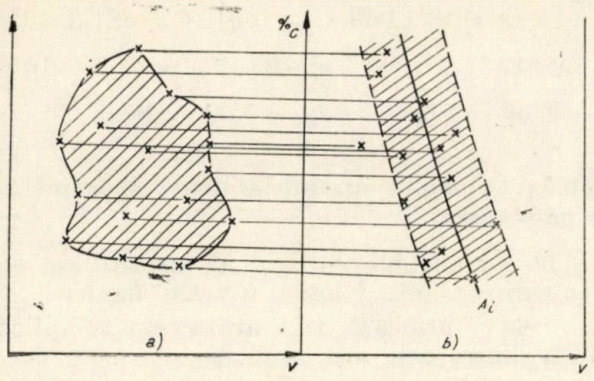


Fig. 2.

instalației. Dacă rezultatele ies în afara limitelor exterioare superioare, instalația trebuie oprită și pusă la punct.

Dacă punctele se situează sub limita valorilor medii, rezultatele sînt mai bune decît cele medii, fiind normale pînă la linia $\bar{x}_i + 3s/\sqrt{n}$. Sub această limită ele sînt excepționale și trebuie determinate cauzele care le-au produs pentru a le putea reproduce, îmbunătățind astfel rezultatele.

Se poate folosi același sistem și pentru controlul extracției cantitative, extracției în metal. În acest caz limitele sînt:

$$v = v_0 \pm s_v/\sqrt{n} \quad \text{și} \quad m = m_0 \pm s_m/\sqrt{n}$$

în care s_v, s_m, v_0, și m_0 se determină așa cum s-a arătat; limitele superioare reprezintă optimul de funcționare, iar cele minime condițiile cele mai defavorabile.

Această metodă are avantajul că permite să se urmărească vizual și cantitativ mersul uzinei și influența variațiilor diverșilor factori (reactivi, condiții de lucru etc.).

Cînd minereul cu care se alimentează uzina are fluctuații mari de conținut (sau de comportare la preparare), metoda de mai sus nu dă rezultate satisfăcătoare. În asemenea cazuri s-au propus pentru controlul statistic alte metode.

Una dintre aceste metode constă în compararea valorii extracției cantitative, obținute în cazul prelucrării unui minereu care are un anumit conținut, cu limitele în care variază valoarea medie a extracției cantitative corespunzătoare aceluiași conținut de alimentare.

Problema poate fi rezolvată pe bază de calcule, dar în practică se aplică o metodă grafică care este mult mai simplă [10], [11].

Pentru determinarea graficelor de control, în cazul minereurilor simple (monominerale) se procedează astfel:

Se colectează, după buletinele zilnice, rezultatele obținute într-un interval mai îndelungat de funcționare normală a instalației (de ex. pe o perioadă de 100 zile), în care valoarea sterilului (conținutul în substanță utilă) rămîne aproximativ constantă.

Aceste rezultate se grupează după conținuturile alimentării a în mai multe clase, care diferă între ele cu un procent sau jumătate procent. Dacă conținuturile tuturor alimentărilor au variat cu 3—7 procente, clasele vor varia între ele cu un procent (de ex. dacă alimentările au variat între $a = 5—10\%$, clasele vor fi 5—6%, 6—7%, 7—8%, 8—9% și 9—10%). Cînd conținuturile alimentărilor variază cu mai puțin de 3%, clasele vor varia între ele cu 0,5% (de ex. dacă alimentările au variat între a = 5—7%, clasele vor fi 5—5,5%; 5,5—6%; 6—6,5%; 6,5—7%).

Pentru fiecare conținut de alimentare dintr-o clasă se cunosc (după buletine) valorile corespunzătoare ale lui v, c și b.

Toate rezultatele dintr-o anumită clasă (de ex. cele care se încadrează între limitele $a_i - 1$ și $a_i + 1$) se trec pe o diagramă care are în abscisă valorile lui v, iar în ordonate conținuturile de substanță utilă a concentratelor (valorile lui c). La început repartizarea punctelor pe diagramă este cu totul haotică (fig. 2,*a*). Făcînd anumite corecții punctele se vor repartiza în limita unei benzi (nor), în jurul unei linii centrale (fig. 2,*b*).

Corecția se execută în felul următor:

Întîi se calculează alimentarea medie a clasei cu relația:

$$A_i = \frac{a_{i-1} + a_{i+1}}{2}.$$

După aceea se determină care ar fi valoarea extracției cantitative, dacă în loc de valoarea reală a conținutului alimentării a ar fi fost A_i. Aceasta corespunde cu deplasarea punctului pe orizontală cu o distanță X, măsurată la scara abscisei egală cu

$$X = \frac{a_i - A_i}{c_i - b_i},$$

în care:

c_i, b_i sînt conținuturile corespunzătoare ale concentratului și sterilului, iar

A_i este valoarea medie a alimentării din clasa respectivă.

Deplasarea se face astfel încît punctele să fie cît mai grupate.

După obținerea benzii (norului) ce conține punctele corectate, se trasează prin centrul ei o linie care reprezintă curba de regresie a lui A_i (valoarea medie pentru alimentarea A_i). Paralel la această curbă, se trasează simetric de o parte și de alta două curbe limită, la o distanță corespunzătoare celor mai depărtate puncte grupate din nor. Uneori, se poate întîmpla ca unele puncte să rămînă în afara benzii. Aceste puncte sînt net greșite, datorită unei erori de calcul sau unui mers defectuos al uzinei.

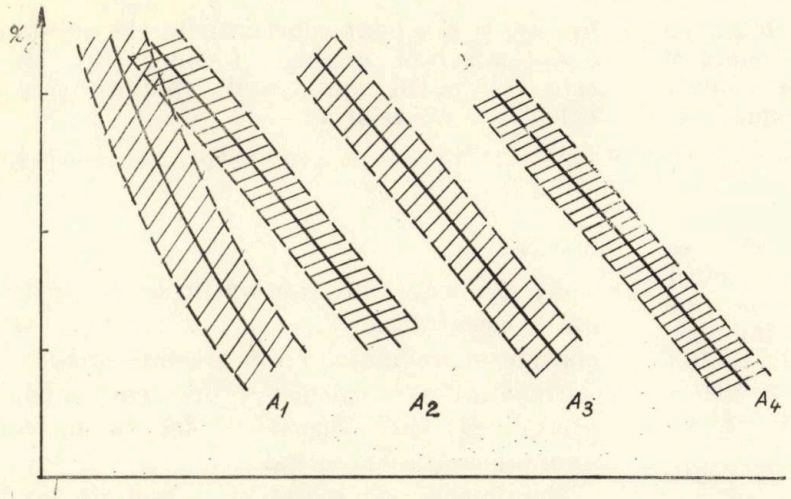


Fig. 3.

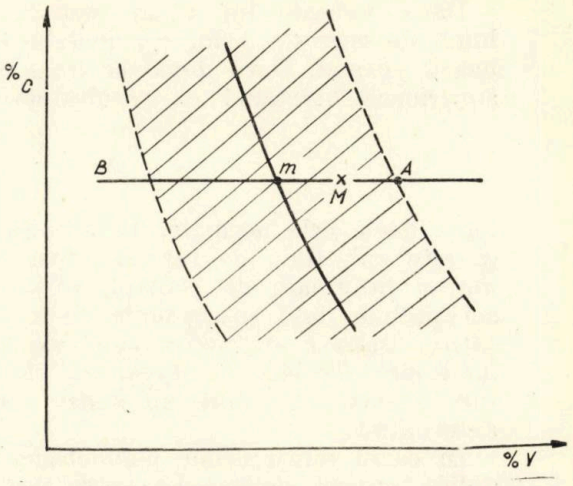


Fig. 4.

Pentru fiecare clasă de conţinut al alimentării se trasează astfel de benzi. Toate diagramele individuale se trec pe un grafic comun, care are aspectul celui din figura 3.

Uneori benzile se pot suprapune pe o anumită porţiune, aşa cum se arată în figura 3.

Pentru controlul funcţionării se procedează astfel.

Se calculează extracţia cantitativă pentru valorile corespunzătoare conţinuturilor alimentării sterilului şi a concentratului din ziua respectivă. Valoarea găsită este trecută pe diagramă. După aceea, se face corecţia punctului după aceeaşi metodă care a fost indicată pentru trasarea diagramei. Dacă punctul astfel corectat, intră în interiorul benzii (corespunzătoare unei valori medii a lui $a_i = A_i$) înseamnă că uzina a funcţionat în limite normale. Dacă punctul se situează la stînga curbei de regresie rezultatul este mai slab decît cel mediu şi invers, dacă se găseşte la dreapta, rezultatul este favorabil.

Pentru a putea urmări pe o singură diagramă variaţia zilnică a funcţionării uzinei, se procedează astfel:

Prin punctul corectat, cum s-a arătat mai sus şi care în figura 4 este notat cu M, se trasează o paralelă la ordonată. Se măsoară apoi distanţele $mM = X$, $MA = y$ şi $MB = Z$. După aceea, pe o altă diagramă se plasează punctele, după cum se arată în figura 5.

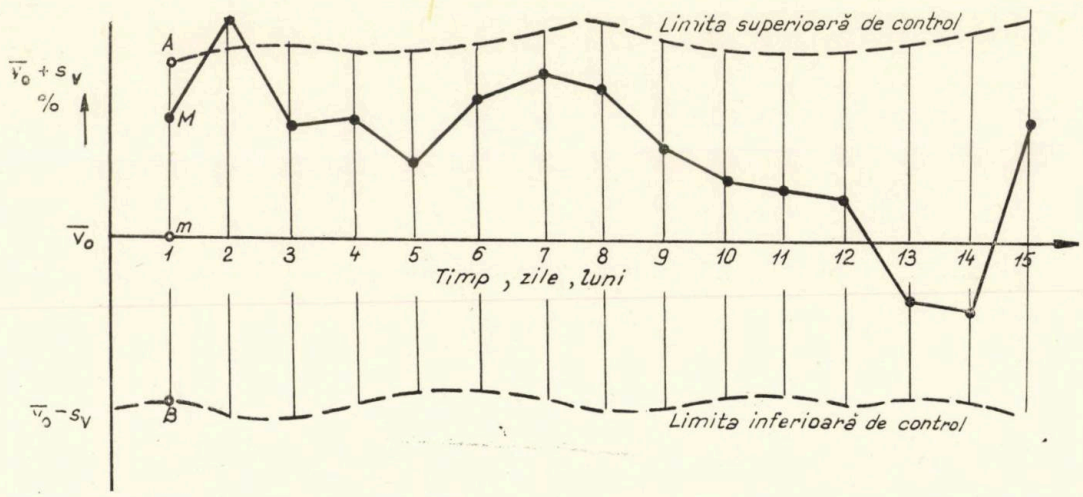
În această diagramă, în abscisă sînt trecute zilele în care se face controlul, iar în ordonată se trec valorile lui v_c. Curba de regresie a lui v_c este reprezentată prin abscisă.

Unindu-se punctele corespunzătoare distanţelor $MA_i = Y_i$, se obţine limita superioară de control, iar prin unirea punctelor $MB_i = Z_i$ se obţine limita inferioară de control. Valoarea corectată a lui v este dată de distanţa $(Mm)_i = X_i$.

Toate distanţele se trec la aceeaşi scară a ordonatelor.

Se obţine o diagramă de forma celei indicate în figura 5.

Fig. 5.



Dacă valorile lui v se menţin deasupra liniei de regresie a lui v_c, instalaţia funcţionează normal. Dacă depăşesc linia de control superioară înseamnă că rezultatele sînt mai bune decît cele normale. În situaţia că v se găseşte sub linia de regresie, însă în cadrul limitei inferioare de control, rezultatele sînt acceptabile, însă susceptibile de a fi îmbunătăţite. Dacă v are valori sub cele ale limitei inferioare de control înseamnă că instalaţia funcţionează rău, dintr-un motiv care trebuie determinat.

În cazul minereurilor polimetalice se poate aplica acelaşi sistem. În acest caz valoarea extracţiei cantitative pentru fiecare concentrat se va calcula cu o relaţie de tipul:

$$v_i = \frac{a_i - b'_i}{c_i - b'_i},$$

în care a_i şi c_i sînt conţinuturile de substanţă i din minereul original şi concentrat, iar b'_i este conţinutul unui steril ipotetic care se calculează cu relaţia:

$$b'_i = \frac{(1-v_i)b_i + (c_1 b_i)v_1 + (c_2^i - b_i)v_2 + \ldots + (c_{i-1}^i - b_i)v_{i-1} + (c_{i+1}^i - b_i)v_{i+1} + \ldots + (c_n^i - b_i)v_n}{1 - v_i}$$

în care:

c_1^i, c_2^i, ... c_n^i sînt conţinuturile de metal i din concentratele C_1, C_2, . . . , C_n, iar b_i conţinutul de metal i din sterilul final.

După ce s-a calculat v_i în acest mod, se procedează mai departe la fel ca în cazul unui minereu mono-metalic.

Menţionăm că există şi o metodă grafică de calcul a lui v_i, care nu mai necesită să se calculeze conţinutul b'_i al sterilului ipotetic, dar care este mai greu de aplicat de personalul uzinei.

BIBLIOGRAFIE

[1] Dobrescu, L. şi Lăzărescu, I.: *Noutăţi şi controlul fluxului tehnologic în prepararea substanţelor minerale utile.* Ed. tehnică, 1962, Bucureşti.

[2] Rancu, N. şi Tövissi, L.: *Analiza statistico-matematică a calităţii producţiei industriale.* Ed. ştiinţifică, Bucureşti, 1954.

[3] Hahn, I. A.: *Oprobivanie kontroli i avtomatizaţiia proţessov obogasenia.* Metallurghizdat, 1958, Moskva.

[4] Onicescu, O., Mihoc, G. şi Ionescu Tulcea, C.T.: *Calculul probabilităţilor şi aplicaţii.* Ed. Academiei R.S.R., 1956, Bucureşti.

[5] Taggart, A.: *Handbook of mineral Dressing.* John Wiley, New—York, 1948.

[6] Seyer, P., Duval, R. şi Brulé de Rémur, M.: *Applications des methodes de la statistique mathématique à des problemes se posant dans la concentration des minerais.* Révue de l'industrie minérale, nr. 4, 1960.

[7] Iosifescu, M., Mihoc, Gh. şi Teodorescu, R.: *Teoria probabilităţilor şi statistica matematică.* Ed. tehnică, 1966.

[8] Bes de Berc, O.: *Influence sur le précision des calculs du rendement des erreurs comises sur les teneurs.* Revue de l'industrie minérale, nr. 4, 1954.

[9] Leveau, M.: *Étude d'optime en matière de laveries metallique.* Anales des mines, noiembrie, 1957.

[10] Duval, R.: *Le controle de qualité et l'analyse statistique en matiére de laveries metallique.* Anales des mines, dec., 1957.

[11] Duval, R.: *Control grafique des ateliers de concentration des minerais.* Diagramme de surveillance. Révue de l'industrie minérale, noiembrie, 1949 .

Prof. L. PAVELESCU şi geol. I. ENE

Contribuţii la studiul unor diabaze din munţii Bihor, Codru–Moma şi Drocea

Ideea unui studiu mineralogic-petrografic şi chimic asupra eruptivului bazic din munţii Bihor—Codru-Moma — Drocea a izvorît din necesitatea de a da o explicaţie relaţiilor genetice, dintre corpurile de roci bazice şi unele mineralizaţii cunoscute la contactul dintre acestea şi rocile înconjurătoare sau în imediata lor apropiere.

Eventualele asemănări geologo-structurale, mineralogice sau chimice, dintre aceste tipuri de roci, ar putea fi edificatoare în ceea ce priveşte perspectiva unor substanţe minerale utile din cele trei masive muntoase.

În sprijinul prospecţiunilor pentru metale rare şi radioactive, am analizat principalii factori care au determinat localizarea mineralizaţiilor din Munţii Bihor, încercînd prin analogie să identificăm condiţii asemănătoare în celelalte două masive.

I. **Munţii Bihor** sînt constituiţi dintr-un fundament format din şisturi cristaline peste care, în mod discordant, stau depozitele sedimentare de vîrstă paleozoică şi mezozoică. Întreaga stivă de depozite paleozoice şi mezozoice, ca şi fundamentul cristalin, sînt străbătute de erupţiuni, din care cele carbonifere au caractere sincinematice, iar cele postcarbonifere, postcinematice.

Din punct de vedere stratigrafic şi tectonic în Munţii Bihor se deosebesc cinci unităţi structurale [16]:

- unitatea de Bihor (autohtonul);
- unitatea de Codru;
- unitatea de Arieşeni;
- unitatea de Biharia;
- unitatea de Muncel;

Fiecare unitate este constituită din formaţiuni de diferite vîrste, de la paleozoicul inferior pînă la cretacic superior.

Unitatea de Bihor este reprezentată prin şisturi cristaline şi depozite sedimentare.

Şisturile cristaline sînt formate dintr-o serie de roci epimetamorfice situate în partea de vest, cu treceri spre cele mezometamorfice în partea de est. În cadrul cristalinului de Gilău au fost separate două serii:

— seria de Someş, cu caracter mezometamorfic, este formată din micaşisturi cu granaţi şi paragnaise biotitice;

— seria de Arada, cu caracter epimetamorfic, este formată din şisturi cuarţo-sericitoase şi şisturi sericito-cloritoase.

Ambele serii au cea mai largă dezvoltare în partea de nord-est şi, respectiv, sud-est a Munţilor Bihor.

Formaţiunile sedimentare din această unitate sînt reprezentate prin depozite triasice, jurasice şi cretacice.

Triasicul este foarte bine dezvoltat şi este reprezentat prin werfenian într-un facies detritic şi depozitele dolomito-calcaroase ale anisianului, ladinianului şi carnianului. Din cauza exondării regiunii, depozitele norianului şi rhetianului lipsesc.

Jurasicul are o succesiune normală, deşi depozitele sale sînt puternic afectate de tectonică şi metamorfism. Liasicul inferior şi superior este în general grezos, iar liasicul mediu este constituit din depozite calcaroase. Doggerul şi malmul este, de asemenea, calcaros.

Cretacicul este reprezentat prin calcare albe-cenuşii, masive de vîrstă barremiană şi marne calcaroase şi gresii micacee (apţian inferior).

Unitatea de Codru se deosebeşte de unitatea de Bihor prin aceea că depozitele mezozoice ale faciesului de Codru sînt reprezentate prin dezvoltarea largă a norianului şi a rhetianului, prin lipsa doggerului şi malmului şi prin neocomianul alcătuit, mai ales, din depozite terigene.

Depozitele mezozoice ale unităţii de Bihor suportă în partea de vest un complex cristalin diferit de cel al Gilăului, fiind constituit din şisturi epimetamorfice asociate cu intruziuni granodioritice.

Permianul are o grosime de aproximativ 1 400 m şi este reprezentat prin tufuri şi gresii cu bioglife.

Triasicul se aseamănă cu cel din autohton, însă are o grosime diferită.

Unitatea de Arieşeni este o unitate tectonică superioară Pînzei de Codru, separată în bazinul superior al Arieşului Mare. Din punct de vedere geologic ea este alcătuită din depozite carbonifere de grosimi pînă la 1 000 m, permowerfeniene şi anisiene. Cea mai mare răspîndire o au depozitele permiene care se grupează în trei ritmuri de sedimentare diferite.

Ritmul I de sedimentare cuprinde orizontul inferior de tufuri, orizontul flişoid şi orizontul de filite.

Ritmul II cuprinde orizontul mediu de tufuri, orizontul flişoid şi orizontul de filite.

Ritmul III cuprinde orizontul de sernifite care este atribuit de către unii autori carboniferului.

Cel mai important dintre aceste depozite este orizontul flişoid în care sînt cantonate unele mineralizaţii legate direct de procesul de albitizare. În interiorul său a fost indentificat un sill de diabaze, fiind singurul corp eruptiv concordant în această zonă (fig. 7).

Analiza în secţiuni subţiri a acestor diabaze indică un proces intens de cloritizare, feldspatizare, silicifiere şi mai puţin calcifiere şi epidotizare.

Analiza chimică indică următorul tip de rocă:

$K_{1.63}\ Na_{6.24}\ Ca_{9.93}\ Mg_{8.18}\ Fe_{12.15}\ Al_{17.14}\ Si_{50.85}\ P_{0.29}\ 0_{159.72}\ (OH)_{0.28}$.

Unitatea de Biharia este constituită în exclusivitate din şisturi cristaline, formate pe seama unui metamorfism relativ scăzut, corespunzător faciesului de şisturi verzi. Foarte rar, în cazuri izolate, apar şi formaţiuni cu un metamorfism ceva mai profund.

În funcţie de constituţia mineralogică, şisturile cristaline au fost împărţite în patru tipuri principale:

- şisturi albitice;
- şisturi cuarţitice;
- şisturi cloritoase cu profiroblaste de albit;
- şisturi cuarţito-clorito-albitice.

De mare ajutor în orizontarea unităţii de Biharia este prezenţa unor lentile de calcare dolomitice cristaline, care formează un orizont reper, denumit orizontul carbonatic.

Unitatea de Biharia formează o pînză de şariaj peste permianul unităţii de Arieşeni. La rîndul său cristalinul suportă formaţiunile unităţii de Muncel.

Unitatea de Muncel. Formaţiunile acestei unităţi sînt transgresive peste suprafaţa de eroziune a unităţii de Biharia şi, prin analogie cu alte formaţiuni, i s-a atribuit vîrsta carboniferă. Unitatea de Muncel este reprezentată printr-un pachet de roci detritice metamorfozate, denumite sernifite. În această unitate se întîlnesc şi filite porfiroidale.

După cum s-a arătat, formaţiunile geologice descrise sînt străbătute în unele locuri de corpuri eruptive care aparţin atît magmatismului hercinic, cît şi magmatismului alpin.

Activitatea magmatică hercinică s-a manifestat prin punerea în loc a unor intruziuni de compoziţie dioritică şi granitică în complexul unităţii de Biharia, transformate ulterior în amfibolite şi gnaise microclinice. În complexul de roci permocarbonifere din unitatea de Arieşeni se întîlnesc în orizonturile inferioare roci paleovulcanice, reprezentate prin porfire cuarţifere şi tufuri puse în loc ca urmare a activităţii magmatice din această perioadă.

În faza alpină a avut loc o intensă activitate magmatică, urmată de formarea unor masive mari.

Astfel, studiul banatitelor din Munţii Bihor a pus în evidenţă două faze distincte, ce au generat o gamă de roci cu origine comună care diferă însă prin variaţia mineralogică, petrografică, chimism şi vîrstă:

- faza plutonică;
- faza filoniană.

Activitatea plutonică se caracterizează prin prezenţa următoarelor grupe de roci:

a — grupa granosienitelor;
b — grupa granitelor;
c — grupa granodioritelor;
d — grupa dioritelor cuarţifere;
e — grupa dioritelor.

Între aceste grupe au fost identificate şi roci intermediare. Cea mai redusă extindere o au rocile intermediare, diorite şi diorite cuarţifere care apar, de obicei, în zonele marginale ale granodioritelor. Formarea acestora se datorează unui proces de asimilare magmatică — hibridism. Acest proces are o dezvoltare mai extinsă de la sud-est la nord-vest. Astfel, în zona Luncşoara, granitoidele sînt mărginite de diorite care probabil să fi luat naştere în urma procesului de asimilare a rocilor înconjurătoare de către magma granodioritică, proces care ia maximum de dezvoltare în zona Budureasa-Pietroasa, în jurul corpurilor eruptive invadate pe suprafeţe apreciabile de xenolite.

Acest proces de hibridizare a banatitelor este evidenţiat, însă puţin mai slab în zona Stînişoara şi perimetrul Băiţa-Bihor, unde unele sonde au traversat granosienite cu sillimanit.

Luînd în consideraţie acest proces de asimilare magmatică, trebuie arătat că în zonă există două serii de roci sedimentare care se

pretează foarte bine acestor fenomene. Astfel sînt prezentate în zonă roci paleozoice constituite din şisturi cristaline şi roci permiene, dezvoltate în bazinul superior al Văii Galbena şi seria depozitelor mezozoice, calcaroase şi argiloase, cu maximum de dezvoltare din Valea Seacă pînă la Pietroasa şi Budureasa [11].

În aceste condiţii, însemnă că în primul caz avem de-a face cu un magmatism de adîncime, subcrustal, iar în cel de-al doilea caz, magmatismul s-a manifestat la adîncimi mai mici sau chiar la suprafaţă.

În funcţie de chimismul magmei banatitice, precum şi de particularităţile rocilor înconjurătoare, au luat naştere diverse tipuri de mineralizaţii şi zăcăminte (molibden, bor, complexe, aur şi uraniu) care împreună alcătuiesc marele cîmp mineralizat al Munţilor Bihor.

Aceste zăcăminte se localizează, de obicei, în zonele de dezvoltare maximă a batholitului, zăcămîntul de molibden din Bihor, în flancurile acestuia, Brusturi — Dobrinul sau în apropierea corpurilor intruzive care apar la zi — Netiţei-Pietroasa [11].

Faza filoniană a magmatismului banatitic din Munţii Bihor are un cîmp de activitate destul de mare şi se manifestă, de obicei, în jurul corpurilor intruzive care aflorează sau în interiorul acestora. Forma acestor corpuri este de dyke-uri sau silluri, avînd grosimi ce variază de la metri pînă la zeci, sau sute de metri. Acestei faze îi aparţin următoarele tipuri de roci :

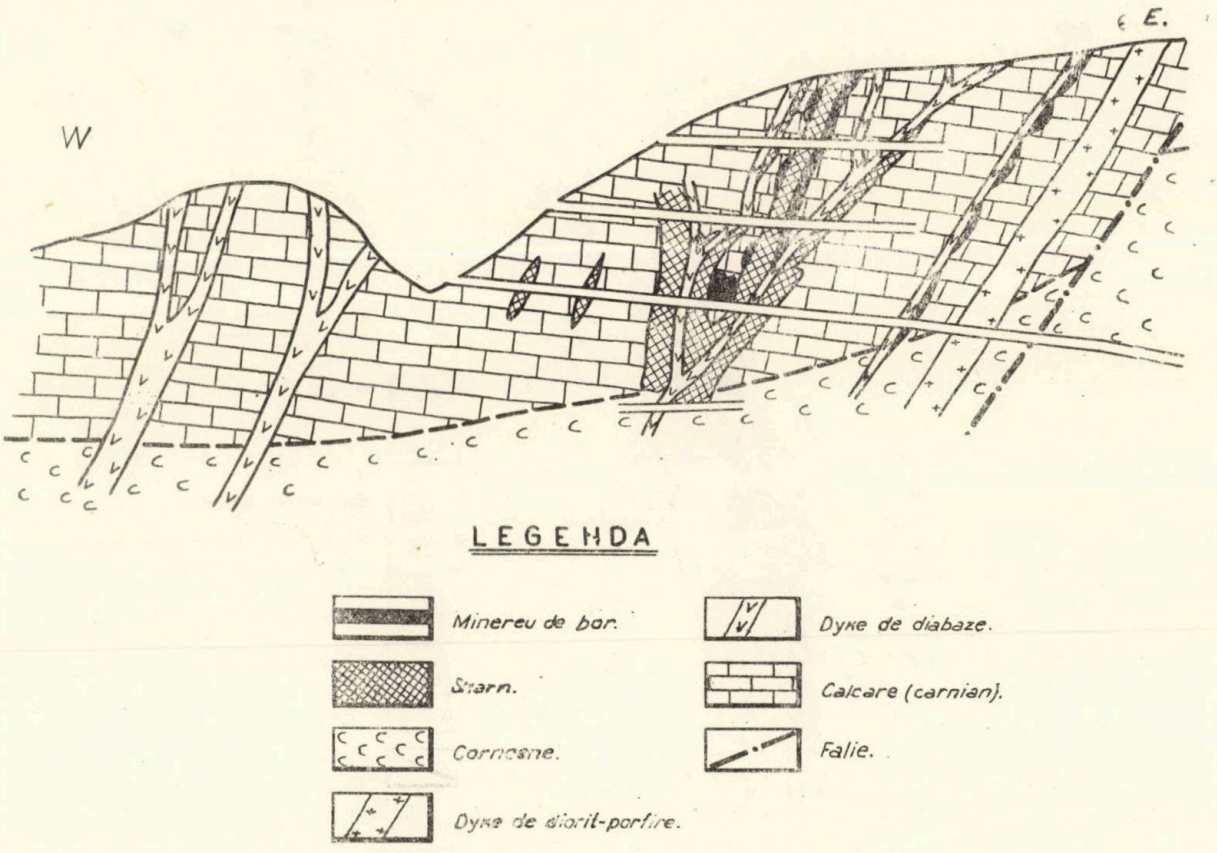
a — sienit-porfire ;
b — granit-porfire--albitofire ;
c — diorit-porfire ;
d — diabaze ;
e — lamprofire.

Dyke-urile de diorit-porfire, dyke-urile şi sillurile de diabaze şi dyke-urile de granit-porfire — silluri de sienit-porfire au apărut la zi ca efect al eroziunii intense.

Corpurile filoniene formate din sienit-porfire apar foarte rar şi într-un număr cu totul redus în perimetrul Bihor. Celelalte corpuri filoniene, formate din diorit-porfire, granit-porfire şi diabaze apar, de obicei, mai mult în apropierea masivelor intruzive sau în zonele de cupolă ale corpului banatitic intruziv unde se constată un metamorfism de contact mai accentuat. Sub raport cantitativ cele mai numeroase sînt dyke-urile formate din diorit-porfirite şi granodiorit-porfirite, care aflorează în jurul masivelor Stînişoara, Valea Seacă şi Pietroasa.

Vîrsta rocilor filoniene din Munţii Bihor este apreciată pe baza raporturilor geologice dintre rocile comagmatice sau dintre acestea şi rocile sedimentare pe care le străbat.

Fig. 1.



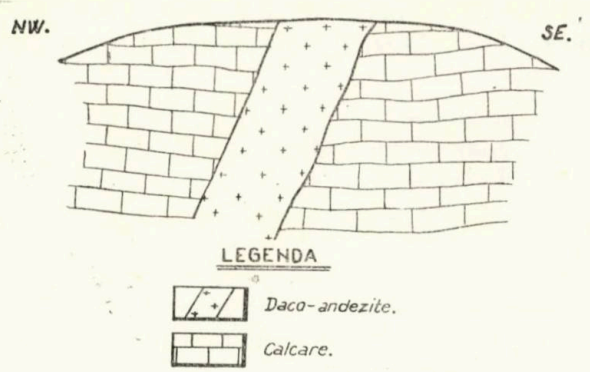


Fig. 2.

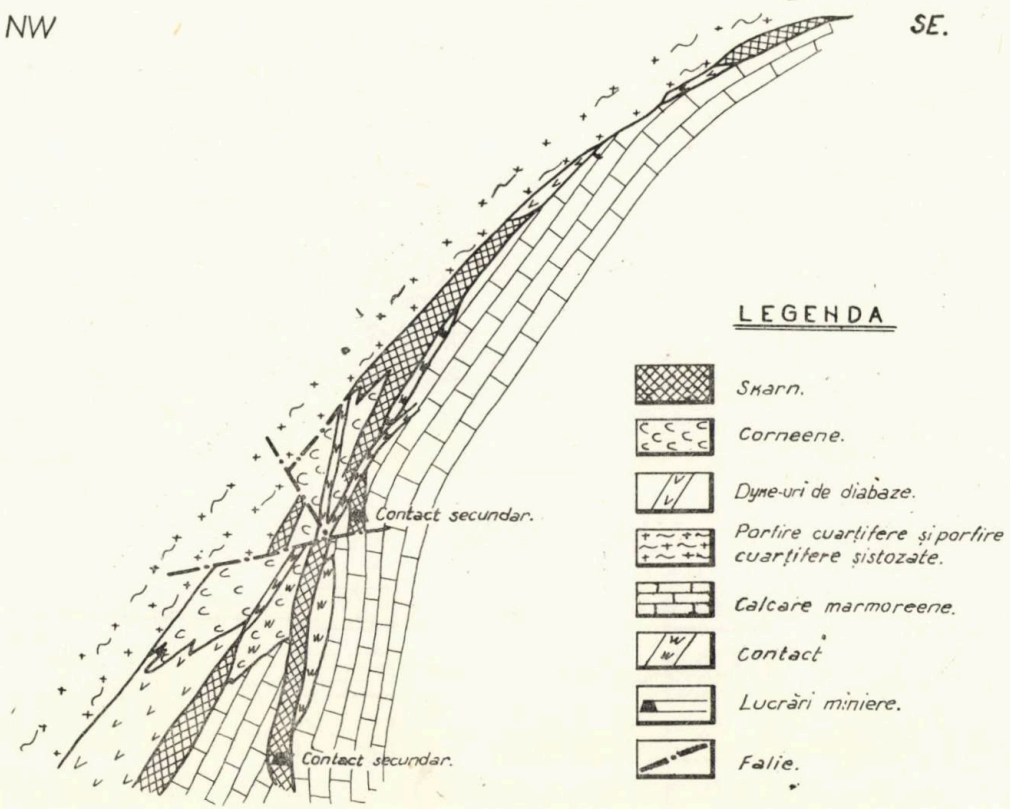
De asemenea există dyke-uri de lamprofire care intersectează corpurile filoniene de granit-porfire. Pe de altă parte sînt dyke-uri de diabaze care întretaie filoane de sienit-porfire. În mina de molibden Băiţa s-au întîlnit dyke-uri de diabaze care intersectează dyke-urile formate din roci mai acide, de tipul celor din familia granodioritului şi a dioritului. Acest lucru duce la concluzia că dyke-urile rocilor acide şi intermediare au apărut înaintea celor bazice printr-un proces avansat de diferenţiere magmatică, de la rocile cele mai acide reprezentate prin granit-porfire, granodiorit-porfirite, la cele neutre, reprezentate prin diorit-porfirite pînă la cele mai bazice, reprezentate prin diabaze şi lamprofire.

În carnianul acestei unităţi, din zona Băiţa-Bihor, au fost identificate unele mineralizaţii de bor endogen, care însoţesc aproape continuu dyke-urile de roci intermediare (daco-andezite) şi bazice (diabaze) (fig. 1) [9].

Dyke-uri asemănătoare sînt şi cele de diorit-porfire care, de asemenea, străbat atît corneenele, cît şi calcarele cu aspect dolomitic de vîrstă carniană. Un asemenea dyke, constituit însă din daco-andezite a fost întîlnit în apropierea galeriei Baia Roşie din bazinul superior al Crişului Negru (fig. 2).

Toate punctele mineralizate, ca şi zonele de skarne magneziene sînt legate de dyke-urile bazice. Dyke-urile de diorit-porfire se prezintă, de obicei, sub forma unor masive cu o grosime cuprinsă între 3 şi 20 m, iar contactul lor cu calcarele este net şi lipsit de orice element care să trădeze efecte metasomatice.

Fig. 3.



Este posibil ca aceste două tipuri de dyke-uri să provină din două generaţii diferite. Probabil că cele de diorit-porfire să fie mai noi decît mineralizaţia din regiune. Există o deosebire şi în ceea ce priveşte repartiţia zonală a acestora. Astfel, dyke-urile de diorit-porfire sînt localizate în partea nord-estică a perimetrului Băiţa.

Un dyke de roci bazice cantonat complet în calcare a fost înlocuit aproape integral cu diferite tipuri de skarne. Din ele n-au rămas decît numai local unele relicte. De altfel, în mina de molibden Băiţa sînt foarte numeroase dyke-urile de roci bazice şi altele puţin mai acide de diorit-porfire sau andezit-porfire, pe seama cărora s-a produs fenomenul de metasomatism, dînd naştere zăcămîntului de contact metasomatic, cantonat la contactul dintre tufo-gresii, şisturi paleozoice şi calcarele marmorizate. De-a lungul acestui contact s-a produs fenomenul de skarnificare şi cornificare, care local a determinat formarea mineralizaţiilor de Mo, Bi, W (fig 3).

Dyke-uri de roci bazice şi altele mai acide sînt numeroase în cîmpul minei de molibden de la Băiţa, însă cele mai interesante şi pe care noi le-am probat şi analizat din punct de vedere chimic şi mineralogic sînt următoarele :

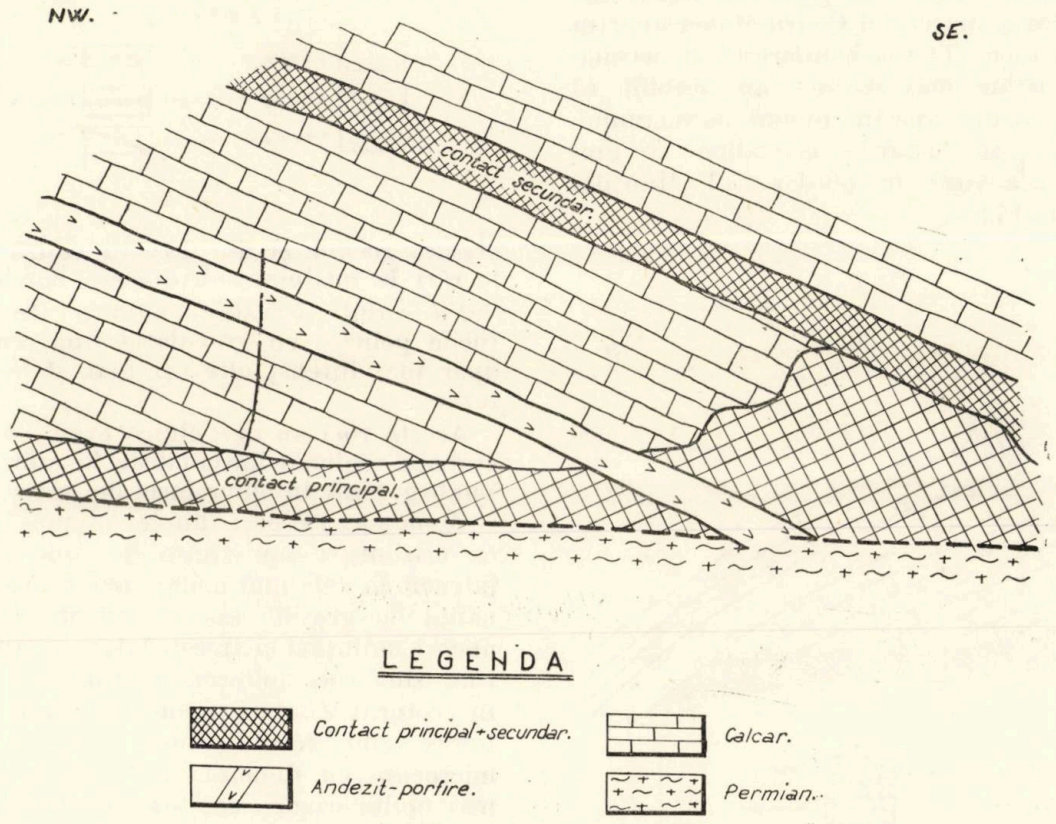
În galeria de acces, orizont XII, metrul 140, a fost identificat un dyke de diabaz-porfir cu fenocristale de piroxen şi olivină, incluse într-o masă cu structură microofitică. Principalele minerale componente sînt piroxenii, olivina şi cloritul, urmate de minerale serpentinice, carbonaţi şi oxizi de fier. Din analizele chimice efectuate pe acest dyke a rezultat că roca corespunde la : $K_{0.90}\ Na_{3.81}\ Ca_{9.00}\ Mg_{14.76}\ Fe_{8.39}\ Al_{11.94}\ Si_{46.60}\ P_{0.36}\ O_{140.32}\ (OH)_{19.68}$.

Aceeaşi rocă, cu aceeaşi compoziţie chimică şi mineralogică, a fost identificată şi în transversala 1, orizont XII, pe contactul principal, unde dyke-urile de andezit-porfire străbat calcarele, formînd în jurul lor skarnele mineralizate (fig 4).

Aceeaşi situaţie geologică a fost întîlnită şi în direcţionala orizont III pe contactul principal, unde de asemenea dyke-urile de andezit-porfire alterate străbat calcarele mezozoice şi contactul principal mineralizat (fig. 5, 6).

Două analize chimice complete efectuate pe roci din contactul principal, orizont III, au indicat următoarele tipuri de roci : $K_{0.62}\ Na_{1.12}\ Ca_{10.48}Mg_{12.28}\ Fe_{7.82}Al_{12.90}Si_{38.25}\ P_{0.40}\ O_{109.73}(OH)_{50.27}$

Fig. 4.



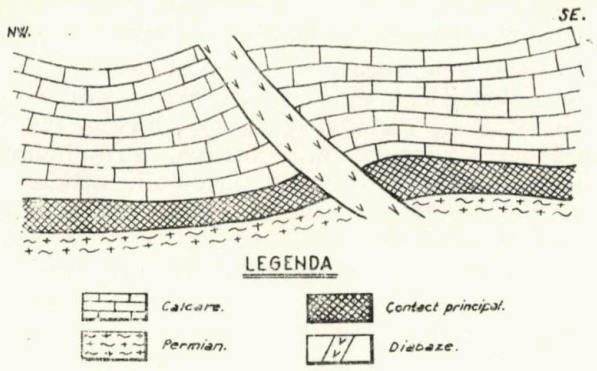


Fig. 5.

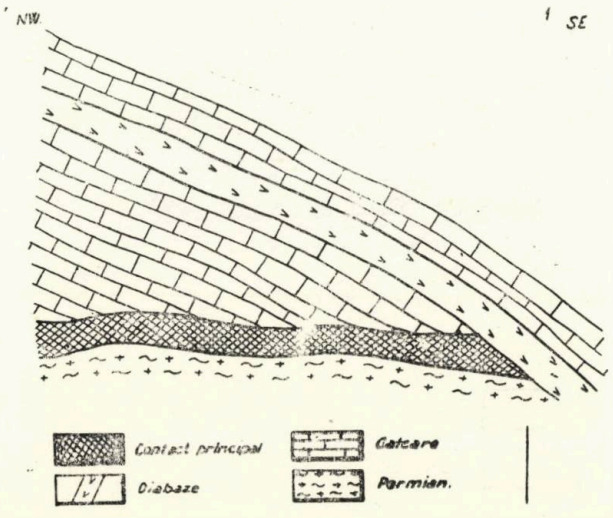
$E_9 : K_{0.11}\ Na_{0.94}\ Ca_{7.23}\ Mg_{10.65}\ Fe_{9.52}\ Al_{15.11}\ Si_{36.44}\ P_{3.03}\ O_{99.45}\ (OH)_{60.56}$.

La ambele analize se poate observa o mare asemănare în ceea ce privește conținutul de siliciu. În funcție și de conținutul celorlalte elemente se poate spune că cele două roci corespund compoziției rocilor intermediare.

II. **Munții Codru-Moma** Făcînd o comparație între Munții Bihor și Codru-Moma se constată că există multe condiții asemănătoare, mai ales dacă avem în vedere marea dezvoltare a depozitelor permiene pe care le-am studiat cu preferință.

Din punct de vedere geologic, formațiunile cele mai vechi care iau parte la alcătuirea părții sudice a masivului Codru-Moma aparțin după M. Paucă [14] carboniferului și permianului. Cercetări mai recente au stabilit că aceste formațiuni aparțin numai permianului, făcînd excepție șisturile cristaline și granitele ce afloreză în nord-vestul Munților Codru-Moma [7].

Fig. 6.



În cadrul Munților Codru-Moma s-au separat patru unități geologo-structurale bine distincte [7] :

— unitatea de Valea Finișului ;
— unitatea de Vîrful Dievii ;
— unitatea de Tărcăița-Moma ;
— unitatea de Biharia.

Dintre toate aceste patru unități, cercetările geologice întreprinse au cuprins numai o mică parte din unitatea de Tărcăița-Moma, alcătuită în general din depozitele permiene și mezozoice, pînă la cretacicul inferior inclusiv, peste care se dezvoltă roci eruptive și sedimentare de vîrstă terțiară.

Depozitele de vîrstă permiană care aflorează în perimetrul cercetat sînt alcătuite dintr-o gamă de roci detritice, începînd de la conglomerate și gresii pînă la roci pelitice, slab metamorfozate. Această variație de facies a creat mari controverse în ceea ce privește nomen-

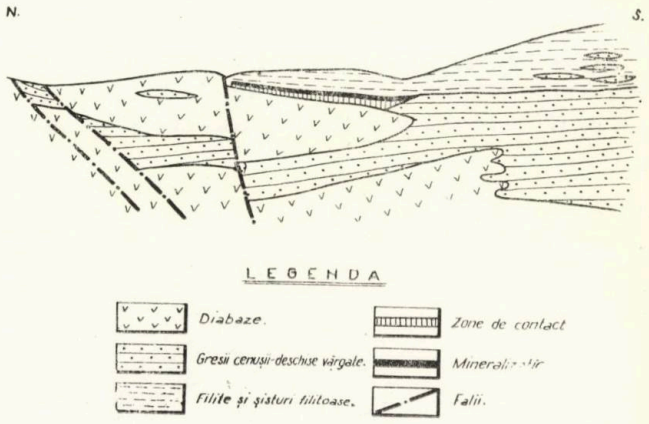


Fig. 7.

clatura rocilor și din această cauză în multe lucrări le întîlnim sub diverse denumiri [19].

Filite Sub această denumire sînt cuprinse rocile pelitice cu granulație fină, care uneori apar mai intens, alte ori mai slab metamorfozate.

Aceste roci au dezvoltare mare, cu caracter aproape regional începînd de la obîrșia satului Zimbru pînă în împrejurimile satelor Rănușa și Moneasa. Deseori filitele nu pot fi separate ca orizonturi sau strate de sine stătătoare, întrucît în cele mai multe cazuri apar în alternanță cu gresiile sau cu sernifitele, formînd uneori îndinți și treceri laterale. În al doilea rînd sînt roci puternic tectonizate, mai ales în sectorul Zimbru, unde deranjamentele tectonice sînt foarte complicate. Se întîlnesc microcute cu dimensiuni variabile și, în cele mai multe cazuri, acestea sînt faliate, culcate sau chiar răsturnate.

Sernifite și gresii sernifitice În această grupă sînt încadrate toate rocile psefitice care au fost afectate mai mult sau mai puțin de metamorfismul regional, în urma căruia rocile sus-amintite au primit unele modificări mineralogice și petrografice, modificări marcate de apariția unor minerale de neoformație sau de schimbarea structurii și texturii lor inițiale.

Peste permian se așează un pachet de roci detritice cuarțoase, de vîrstă werfeniană.

Roca tipică a werfenianului inferior este reprezentată printr-o gresie cuarțoasă masivă, foarte compactă și dură, de culoare albă-galbenă cu slabe nuanțe de roz.

Din punct de vedere litologic, aceste roci se prezintă sub forma unor bancuri care ating uneori grosimi pînă la 1 m, destul de des diaclazate, după sistemul NV—SE și NE—SV.

Roci magmatice În cuprinsul zonei cercetate au fost întîlnite două grupe de roci, diferite între ele, atît ca vîrstă, cît și ca formă de zăcămînt. Astfel, există o grupă de roci filoniene de tipul diabazelor și o grupă de roci efuzive de tipul andezitelor piroxenice, a andezitelor comune, precum și tufurile și aglomeratele vulcanice ale acestora.

Diabazele sînt localizate în imediata apropiere a zonelor mineralizate. Se crede că există o relație genetică între aceste diabaze și mineralizații. În general, diabazele se găsesc sub formă de filoane strat cu grosimi mari, fiind alcătuite, din punct de vedere mineralogo-petrografic, în bună parte din cristale alungite de plagioclaz cu orientare diferită și prinse într-o masă microlitică fin cristalizată cu structură ofitică sau intersertală și textură masivă.

Mai apar cristale lamelare de biotit, hornblendă și piroxen. Deseori pe fisuri pot apare filoane de epidot, clorit și material cuarțo-feldspatic. Culoarea lor este de obicei cenușiu-verzuie și în multe cazuri sînt impregnate cu pirită.

Din punct de vedere chimic, diabazele din Codru-Moma corespund următorului tip de rocă: $K_{0.78}\ Na_{2.62}\ Ca_{5.44}\ Mg_{13.74}\ Fe_{7.37}\ Al_{19.43}\ Si_{47.63}\ P_{0.23}\ O_{157.51}\ (OH)_{2.49}$.

Aceste diabaze au o textură șistoasă, se desfac în plăci subțiri paralele cu șistozitatea. Această șistozitate corespunde, în mare măsură, cu cea a rocilor înconjurătoare creînd impresia că diabazele au fost incluse în masa rocilor înconjurătoare, fie în timpul sedimentării acestora, sub forma unor erupții submarine, fie după formarea depozitelor sedimentare, dar oricum înaintea procesului de metamorfism regional care a afectat întreg complexul de roci [21].

În afară de acest tip de diabaze, în aceeași zonă există o serie de alte corpuri de diabaze cu aspect net deosebit față de cele precedente,

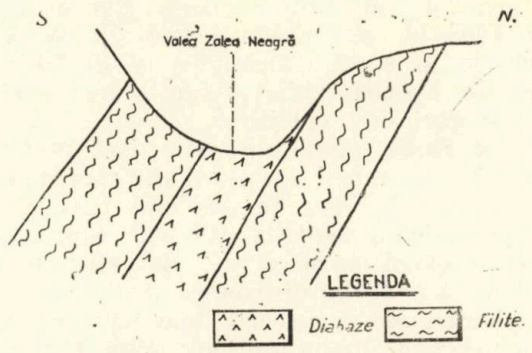


Fig. 8.

cu structură clasică diabazelor și textură masivă. Din cîte se observă acestea au fost puse în loc mult mai tîrziu decît primele, neputînd astfel fi antrenate în procesul de metamorfism.

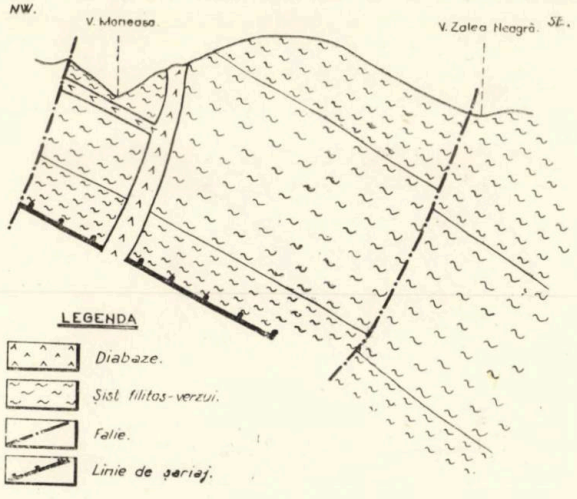
Se observă deci că în Munții Codru-Moma există două generații de diabaze care s-au pus în loc în condiții geologice net diferite, respectiv în prima generație formîndu-se diabazele șistoase, iar în cea de-a doua au apărut diabazele compacte cu textură masivă și neafectată de procesele de metamorfism regional. Acestea din urmă sînt secante pe primele, fiind mai noi decît acestea și chiar mai noi decît tectonica din regiune.

Diabazele care aflorează în Valea Zalea Neagră sînt asemănătoare cu diabazele din a doua generație și reprezintă, cel puțin pînă acum, factorul de care se leagă genetic unele mineralizații din această zonă (fig. 8).

Același tip de diabaze au fost întîlnite și pe Valea Moneasa unde acestea traversează pachetele de filite verzi (fig. 9).

Un caz ceva mai deosebit îl constituie corpul de diabaze din sectorul Rănușa care aflorează la confluența Văii Fînelor cu Valea Crețului.

Fig. 9.



Forma de zăcămînt a acestui tip de diabaz este aceea de sill interstratificat în masa filitelor, în al cărui exocontact se dezvoltă un filon de baritină masiv, care a fost cercetat prin lucrări de explorare.

În afară de aceste roci eruptive, în Munţii Codru-Moma se mai cunosc şi alte roci de origine magmatică, care se dezvoltă mai ales în partea sudică a acestora. Ele sînt reprezentate printr-o gamă întreagă de roci efuzive începînd de la andezite piroxenice şi andezite pînă la aglomeratele şi piroclastitele acestora. Astfel se cunosc andezite cu amfiboli şi biotit şi andezite cu piroxen.

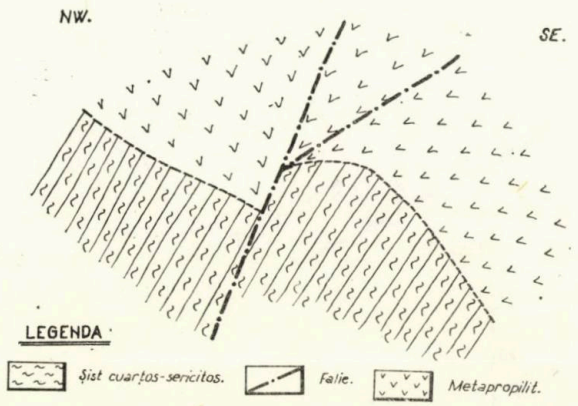
III. **Munţii Drocea** După Victor Corvin Papiu [13] în această regiune se dezvoltă formaţiuni de vîrstă paleozoică pe care, după gradul de metamorfism, aparţin la două serii. Recent H. Savu [18] a executat cercetări de detaliu în această regiune, deosebind o serie mezozonală inferioară, numită seria de Mădrizeşti şi una superioară, alcătuită din roci caracteristice faciesului de şisturi verzi, numită seria de Păiuşeni, după numele localităţii unde acestea au cea mai mare dezvoltare.

În afară de autorii citaţi, în această zonă au efectuat lucrări de prospecţiuni şi explorări geologice şi cîteva echipe ale Intreprinderii expediţia geologică, care au avut ca obiectiv principal studiul seriei de Păiuşeni [3, 4, 23].

Mineralele tipice pentru această serie sînt sericitul, cloritul, epidotul şi albitul, marcînd un metamorfism regional în condiţiile faciesului de şisturi verzi. Astfel au fost deosebite în această serie roci de tipul şisturilor sericitoase, cloritoase, şisturi carbonatice, cuarţite, sernifite şi roci laminate. Dintre rocile metaeruptive întîlnite în seria de Păiuşeni, menţionăm diabazele metamorfozate masive, care prin metamorfism devin ortoşisturi clorit-epidot-albitice.

În perimetrul cercetat de către geologii Intreprinderii expediţia geologică cu o largă dezvoltare atît în aflorimente, cît şi în lucrările miniere şi de foraj apar metapropilitele provenite din metamorfozarea unor andezite (fig. 10).

Fig. 10.



Din profilul prezentat se relevă prezenţa metapropilitelor aşezate peste şisturile cuarţo-sericitoase, afectate de o tectonică posterioară. Această tectonică a generat un sistem de falii şi fisuri care a permis circulaţia unor soluţii hidrotermale încărcate cu substanţe mineralizatoare. Depunerile hidrotermale sînt reprezentate prin cuarţ alb-fumuriu, sub formă de lentile şi filonaşe cu incluziuni de sulfuri, hematit şi clorit fin solzos.

În legătură cu vîrsta seriei de Păiuşeni H. Savu [18] o atribuie carboniferului, paralelizînd rocile de aici cu cele din zona Moneasa, considerate ca atare de M. Paucă [14].

Într-un studiu de ansamblu asupra cristalinului Munţilor Apuseni R. Dimitrescu [7] susţine că în mod cert seria de Păiuşeni reprezintă termenul cel mai tînăr din cristalinul Apusenilor şi o extinde spre vest în Munţii Highiş, paralelizînd-o şi cu seria sernifitică din Bihor evidenţiată de D. Giuşcă [8].

Structurile rocilor bazice din Munţii Bihor, Codru-Moma şi Drocea sînt dominant ofitice. Se întîlnesc însă şi structuri intersertale sau variolitice. Textura, în general, este masivă sau porfirică cu tendinţă de orientare preferenţială, în unele tipuri de roci a mineralelor prismatice. În tipurile de metadiabaze texturile predominante sînt orientate-şistoase.

Compoziţia mineralogică este formată din olivină, augit, diopsid, hipersten, enstatit, hastingsit, edenit, schefferit, pargasit, hornblendă, labrador, bastit, uralit, actinot, clorit, fuchsit, ferrocalcit, minerale opace etc. Cristalele de plagioclaz sînt în majoritatea cazurilor tranformate în saussurit. În zona centrală a plagioclazilor, agregatul saussuritic este constituit din granule mărunte de zoizit, calcit şi cuarţ şi rare ace de actinot. Zonele marginale sînt formate din albit cu contur spongios. De regulă aceste agregate, cu aspect de plajă, sînt înconjurate de granule xenomorfe, uneori larg dezvoltate de zoizit care sînt la rîndul lor însoţite de benzi de clinozoizit, calcit şi solzi de clorit.

Printre plajele saussuritice cu contururi difuze se întîlnesc uneori cuiburi de culoare verzuie formate îndeosebi din pistacit. În aceste zone se întîlnesc de regulă numeroase fibre de actinot în asociaţie cu cele de ferro-tremolit sau de hornblendă verde. Enstatitul cu (+) $2V = 80°$ apare mai mult sub formă de relicte, fiind transformat în cea mai mare parte în bastit sau uralit. Au fost întîlnite tipuri de metadiabaze de culoare verde cu nuanţe verzui-gălbui în care se găsesc cristale prismatice cu aspect fibros de pargasit cu c : ng $= 11°$ şi (+) $2V = 82°$. Într-o cantitate destul de mare, uneori (9%), au fost întîlnite lamele

Tabela 1

Greutățile moleculare și parametrii Niggli

	E_5	E_7	E_9	E_{11}	E_{13}	E_{15}	E_{17}	E_{19}	E_{21}
SiO_2	828,50	694,16	684,00	828,83	643,00	789,00	972,16	854,50	753,66
Al_2O_3	139	117	141	106	182	107	143	124	119
Fe_2O_3	29	63	43	29	27	34	20	45	19
FeO	111	14	90	89	84	75	57	93	103
MgO	119,00	224,50	201,50	264,50	242,00	211,15	118,00	94	99,75
CaO	169	189	137	158	199	220	116	95	154
Na_2O	49	10	3	34	10	32	32	58	44
K_2O	13	5	1	8	32	6	30	1	4
TiO_2	28	27	35	22	14	2	12	3	14
P_2O_5	0,2	0,4	0,4	0,3	0,4	0,1	0,1	0,5	0,2
si	133	111	110	120	86	115	188	179	135
fm	42	51	57	57	47	48	41	50	43
c	28	26	20	21	25	30	22	18	27
alc	10	5	2	8	6	7	14	10	9
mg	0,46	0,74	0,60	0,69	0,68	0,65	0,61	0,38	0,44
k	0,20	0,33	0,25	0,19	0,76	0,16	0,48	0,01	0,08
qz	−7	−9	+2	−12	−38	−13	+32	+39	−1
al	20	18	21	14	22	15	23	22	21
c : mg	60,87	35,13	33,33	30,43	36,76	46,13	36,06	47,38	61,36
k : mg	0,43	0,44	0,41	0,28	1,08	0,24	0,78	0,02	0,18
al : alc	2	3,60	10,5	1,07	3,66	2,14	1,64	2,20	2,33
al : fm	0,47	0,35	0,38	0,24	0,47	0,31	0,56	0,44	0,48
c : fm	0,66	0,51	0,35	0,37	0,53	0,62	0,53	0,36	0,62
Ls	0,60	0,50	0,50	0,50	0,80	0,37	0,27	0,47	0,56
Fs	0,45	0,57	0,52	0,60	0,65	0,60	0,28	0,32	0,42
Qs	0,18	0,05	0,07	0,10	−0,18	0,06	0,38	0,38	0,19

Tabela 2

Minerale normative

	ap	il	or	leu	ab	nef	an	mt	hm	c	wo	en	fs	qz	Tipuri magmatice (Niggli)
E_5	sub 1 %	4	7	—	21	—	16	5	3	—	15	17	—	10	gabbroid-miharaitic
E_7	,,	2	3	—	6	—	22	—	4	—	11	33	—	17	,, -hawaitic
E_9	,,	5	sub 1	—	3	—	27	7	—	1	—	29	2	25	,, -hawaitic
E_{11}	,,	3	5	—	17	—	12	4	—	—	10	35	4	10	,, -hornblendic
E_{13}	,,	2	—	14	—	2	30	4	—	—	8	34	3	—	,, -alcali-issitic
E_{15}	,,	1	3	—	17	—	14	4	1	—	20	29	—	10	,, -hawaitic
E_{17}	,,	1	14	—	16	—	15	2	1	—	12	13	—	24	,, -dioritic
E_{19}	,,	>1	>1	—	32	—	14	6	--	—	13	13	—	15	,, -hornblendic
E_{21}	,,	2	2	—	27	—	16	3	—	—	13	15	10	11	,, -camptospessartitic

lepidoblastice de culoare verde-gălbuie de fuchsit cu (−) 2V = 79°.! Printre aceste lamele de fuchsit au fost întîlnite și cîteva lamele de un clorit incolor cu culori de birefringență anormală. De asemenea, menționăm cîteva minerale mai rar întîlnite în diabaze ca de exemplu edenitul și hastingsitul.

Din punct de vedere chimic, rocile analizate se repartizează o parte la tipuri magmatice gabbroidale cu diferite nuanțe mai bazice sau mai alcaline (belugitul).

În ce privește parametrii Niggli (tabela 1), se observă din diagramele proiectate că ei au o variație destul de restrînsă spre deosebire de parametrul — si — ale cărui valori oscilează între 86 și 188. Din tabela 2, cu mineralele normative, se observă că rocile sînt bogate în piroxeni și plagioclazi bazici. O singură analiză este repezentată prin minerale subsaturate și aparține tipului magmatic gabbroidal alcali-issitic.

Din diagrama *k* : *mg* (fig. 11) reiese că rocile sînt relativ sărace în potasiu. Se vede că potasiul variază între 0,01 și 0,48 cu excepția unui singur eșantion care are o valoare oarecum ieșită din comun avînd $k = 0{,}76$. În ce privește valoarea magneziului, ea variază între 0,38 și 0,74.

Diagrama *al* : *alc* (fig. 12) scoate în evidență faptul că rocile analizate se proiectează unele în cîmpul cu un conținut intermediar de alcali, iar altele cu cel sărac în alcali. Rocile care se proiectează în cîmpul cu conținut intermediar în alcali sînt în general bogate în Na_2O.

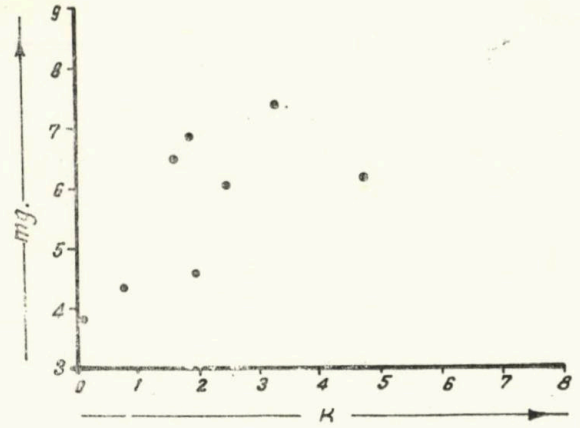


Fig. 11.

În aceste roci conținutul în Na_2O variază între 2,00 și 3,60, iar în cele sărace în alcali, acesta variază între 0,20 și 0,63.

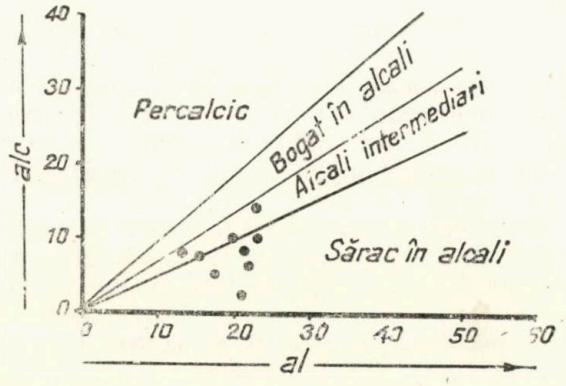
Din diagrama *al* : *fm* (fig. 13) reiese într-un mod foarte evident că rocile se plasează în cîmpul cuprins între cîmpul femic și cel subfemic. Acestă grupă marchează, de asemenea, faptul că diabazele cercetate au suferit o diferențiere strînsă.

În ce privește raportul între valoarea calciului și a femicelor, diagrama *mg* : *c/fm* (fig. 14) este foarte edificatoare. Marea majoritate a rocilor graviteză spre centrul diagramei, ceea ce indică că variațiile între Mg, Ca și Fe sînt foarte mici. Cîmpul cel mai populat este cuprins între $Mg > Ca > Fe >$ și $Ca > \frac{Fe+Mg}{2}$.

În diagramele tendințelor de diferențiere a rocilor (fig. 15, 16) reiese un aspect normal care scoate în evidență roci ușor diferențiate, caracteristice rocilor bazice.

În scopul de a caracteriza mai bine rocile din punct de vedere chimic s-au făcut toate calculele pentru determinarea celulei standard după Barth (tabelele 3, 4, 5, 6).

Fig. 12.



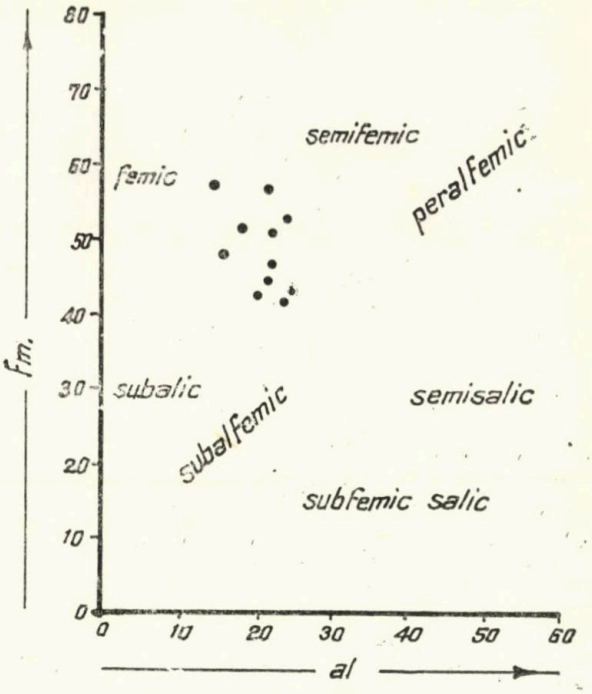


Fig. 13.

Din aceste tabele reiese că rocile din zona Păiușeni — Drocea sînt mult mai bogate în sodiu decît celelalte roci din zonele Bihor sau Codru-Moma.

În cele trei unități ale Munților Apuseni rocile bazice apar sub formă de dyke-uri sau silluri, străbătînd atît depozitele paleozoice cît și pe cele mezozoice. Prezența a două tipuri de diabaze, adică a unui tip cu caracter șistos afectat de procesele de metamorfism regional și ale altui tip cu aspect masiv, nemetamorfozat, marchează cel puțin două faze de punere în loc a acestor roci. Din punct de vedere metalogenetic se pare, după ultimele indicații, că diabazele din a doua generație au o legătură genetică cu unele mineralizații cunoscute în toate cele trei zone.

Fig. 14.

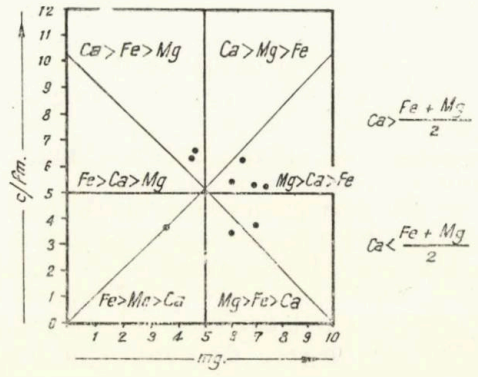


Tabela 3

Echivalenți moleculari

	E–5	*E*–7	*E*–9	*E*–11	*E*–13	*E*–15	*E*–17	*E*–19	*E*–21	*Pt*–5
SiO_2	0,8277	0,6935	0,6833	0,8280	0,6424	0,7882	0,9712	0,8537	0,7529	0,7827
Al_2O_3	0,1395	0,1170	0,1417	0,1061	0,1823	0,1074	0,1438	0,1239	0,1195	0,1598
Fe_2O_3	0,0288	0,0631	0,0437	0,0295	0,0274	0,0345	0,0204	0,0452	0,0197	0,0142
FeO	0,1114	0,0164	0,0913	0,0902	0,0839	0,0752	0,0557	0,0931	0,1032	0,0922
CaO	0,1617	0,1901	0,1357	0,1585	0,1988	0,2102	0,1163	0,0943	0,1542	0,0895
MgO	0,1332	1,2227	0,1999	0,2624	0,2401	0,2096	0,1168	0,0933	0,0990	0,2259
Na_2O	0,0508	0,0102	0,0032	0,0339	0,0097	0,0323	0,0323	0,0581	0,0444	0,0624
K_2O	0,0133	0,0057	0,0011	0,0080	0,0319	0,0068	0,0297	0,0014	0,0043	0,0064
MnO	0,0028	0,0014	0,0009	0,0017	0,0018	0,0021	0,0011	0,0031	0,0034	0,0023
TiO_2	0,0283	0,0265	0,0350	0,0222	0,0140	0,0209	0,0119	0,0232	0,0145	0,0255
P_2O_5	0,0024	0,0036	0,0035	0,0032	0,0033	0,0036	0,0017	0,0051	0,0023	0,0019
H_2O	0,0022	0,4557	0,5678	0,1749	0,0261	0,1660	0,0189	0,0006	0,0083	0,0205

Tabela 4

Echivalenți atomici

	E–5	*E*–7	*E*–9	*E*–11	*E*–13	*E*–15	*E*–17	*E*–19	*E*–21	*Pt*–5
Si	0,8277	0,6935	0,6833	0,8280	0,6424	0,7882	0,9712	0,8537	0,7529	0,7827
Al	0,2790	0,2340	0,2834	0,2122	0,3646	0,2148	0,2876	0,2478	0,2390	0,3196
Fe^{III}	1,0576	0,1262	0,0874	0,0590	0,0548	0,0690	0,0608	0,0904	0,0394	0,0284
Fe^{II}	0,1114	0,164	0,0913	0,0902	0,0839	0,0752	0,0557	0,0931	0,1032	0,0922
Ca	0,1617	0,1901	0,1357	0,1585	0,1988	0,2102	0,1163	0,0943	0,1542	0,0895
Mg	0,1332	0,2227	0,1999	0,2624	0,2401	0,2096	0,1168	0,0933	0,0990	0,2259
Na	0,1016	0,0202	0,0064	0,0678	0,0194	0,0646	0,0646	0,1162	0,0888	0,1248
K	0,0266	0,0114	0,0022	0,0160	0,0638	0,0136	0,0394	0,0028	0,0086	0,0128
Mn	0,0028	0,0014	0,0009	0,0017	0,0018	0,0021	0,0011	0,0031	0,0034	0,0023
Ti	0,0283	0,0265	0,0350	0,0222	0,0140	0,0209	0,0119	0,0232	0,1452	0,0255
P	0,0048	0,0072	0,0570	0,0064	0,0066	0,0072	0,0034	0,0102	0,0046	0,0038
H	0,0044	0,9114	0,1356	0,3498	0,0522	0,3320	0,0378	0,0012	0,0166	0,0410
^0Si	1,6554	1,3870	1,3666	1,6560	1,2828	1,3764	1,9424	1,7074	1,5058	1,5654
^0Al	0,4185	0,3510	0,4251	0,3183	0,5469	0,3222	0,4314	0,3717	0,3585	0,4794
$^0Fe^{III}$	0,0864	0,1893	0,1311	0,0785	0,0822	0,1035	0,0612	0,1356	0,0591	0,0426
$^0Fe^{II}$	0,1114	0,0164	0,0913	0,0902	0,0902	0,0752	0,0557	0,0931	0,1032	0,0822
^0Ca	0,1617	0,1901	0,1357	0,1585	0,1988	0,2102	0,1163	0,0943	0,1542	0,0815
^0Mg	0,1332	0,2227	0,1999	0,2624	0,2401	0,2096	0,1168	0,0933	0,0990	0,2259
^0Na	0,0508	0,0102	0,0032	0,0339	0,0097	0,0323	0,0323	0,0581	0,0444	0,0624
^0K	0,0133	0,0057	0,0011	0,0080	0,0319	0,0068	0,0297	0,0014	0,0043	0,0064
^0Mn	0,0028	0,0014	0,0009	0,0017	0,0018	0,0021	0,0011	0,0031	0,0034	0,0023
^0Ti	0,0566	0,0530	0,0700	0,0444	0,0280	0,0418	0,0238	0,0464	0,0290	0,0510
$^0O_2$	0,0120	0,0180	0,0175	0,0160	0,0165	0,0180	0,0085	0,0255	0,0115	0,0095
^0H	0,0022	0,4557	0,5678	0,1749	0,0261	0,1608	0,0189	0,0006	0,0083	0,0205
ε_0	2,6043	2,9005	3,0002	2,8428	2,5550	2,5649	2,8381	2,6306	2,3807	ε_0 2,6313

Tabela 5

Celula standard (Barth)

	E–5	*E*-7	*E*–	*E*–11	*E*–13	*E*–15	*E*–17	*E*–19	*E*–21	*Pt*–5
Si	50,85	38,25	36,44	46,60	40,22	49,16	54,75	51,54	50,60	47,63
Al	17,14	12,90	15,11	11,94	22,83	13,40	16,21	15,04	16,06	19,43
Fe···	5,30	6,92	4,66	3,32	3,43	4,30	3,42	5,50	2,65	1,73
Fe··	6,85	0,90	4,86	5,07	5,25	4,69	3,14	5,62	7,00	5,64
Ca	9,93	10,48	7,23	9,00	12,45	8,66	6,53	5,73	10,36	5,44
Mg	8,18	12,28	10,65	14,76	15,06	13,07	6,56	1,42	6,65	13,74
Na	6,24	1,12	0,94	3,81	1,21	4,03	3,63	7,10	5,97	2,62
K	1,63	0,62	0,11	0,90	3,82	0,90	2,22	0,17	0,57	0,78
Mn	0,17	0,07	0,02	0,09	0,11	0,13	0,06	0,18	0,22	0,40
Ti	1,74	1,46	1,86	1,25	0,87	1,30	0,67	1,41	0,97	1,54
P	0,29	0,40	3,03	0,36	0,41	0,45	0,19	0,62	0,30	0,23
H	0,28	50,27	60,55	19,68	3,20	20,71	2,13	0,07	1,11	2,49
O	159,72	109,73	99,45	140,32	156,74	139,29	157,87	159,93	158,89	157,51

Tabela 6

Nr. eşantion	Tipuri de roci									
E_5	$K_{1.63}$	$Na_{6.24}$	$Ca_{9.93}$	$Mg_{8.18}$	$Fe_{12.15}$	$Al_{17.14}$	$Si_{50.85}$	$P_{0.29}$	$O_{159.72}$	$(OH)_{0.28}$
E_7	$K_{0.62}$	$Na_{1.12}$	$Ca_{10.48}$	$Mg_{12.28}$	$Fe_{7.82}$	$Al_{12.90}$	$Si_{38.25}$	$P_{0.40}$	$O_{109.73}$	$(OH)_{50.27}$
E_9	$K_{0.11}$	$Na_{0.94}$	$Ca_{7.23}$	$Mg_{10.65}$	$Fe_{9.52}$	$Al_{15.11}$	$Si_{36.44}$	$P_{3.03}$	$O_{99.45}$	$(OH)_{60.55}$
E_{11}	$K_{0.90}$	$Na_{3.81}$	$Ca_{9.00}$	$Mg_{14.76}$	$Fe_{8.39}$	$Al_{11.94}$	$Si_{46.60}$	$P_{0.36}$	$O_{140.32}$	$(OH)_{19.68}$
E_{13}	$K_{3.82}$	$Na_{1.21}$	$Ca_{12.45}$	$Mg_{15.06}$	$Fe_{8.68}$	$Al_{22.83}$	$Si_{40.22}$	$P_{0.41}$	$O_{156.74}$	$(OH)_{3.26}$
E_{15}	$K_{0.90}$	$Na_{4.03}$	$Ca_{8.66}$	$Mg_{13.07}$	$Fe_{8.99}$	$Al_{13.40}$	$Si_{49.16}$	$P_{0.45}$	$O_{139.29}$	$(OH)_{20.71}$
E_{17}	$K_{2.22}$	$Na_{3.63}$	$Ca_{6.53}$	$Mg_{6.56}$	$Fe_{6.56}$	$Al_{16.21}$	$Si_{54.75}$	$P_{0.19}$	$O_{157.87}$	$(OH)_{2.13}$
E_{19}	$K_{0.17}$	$Na_{7.10}$	$Ca_{5.73}$	$Mg_{1.42}$	$Fe_{11.12}$	$Al_{15.04}$	$Si_{51.54}$	$P_{0.62}$	$O_{159.93}$	$(OH)_{0.07}$
E_{21}	$K_{0.57}$	$Na_{5.97}$	$Ca_{10.36}$	$Mg_{6.65}$	$Fe_{9.65}$	$Al_{16.06}$	$Si_{50.60}$	$P_{0.30}$	$O_{158.89}$	$(OH)_{1.11}$
Pl_5	$K_{0.78}$	$Na_{2.62}$	$Ca_{5.44}$	$Mg_{13.74}$	$Fe_{7.37}$	$Al_{19.43}$	$Si_{47.63}$	$P_{0.23}$	$O_{157.51}$	$(OH)_{2.49}$

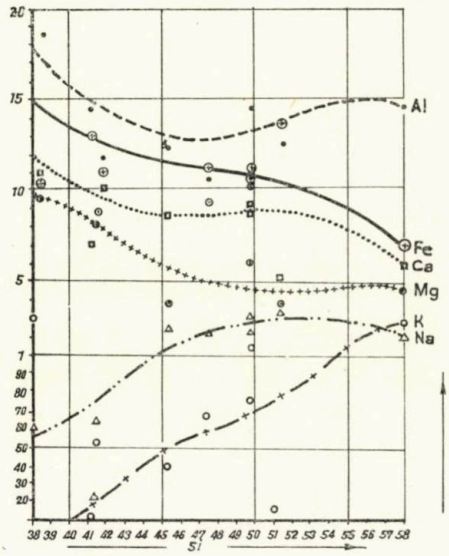


Fig. 15.

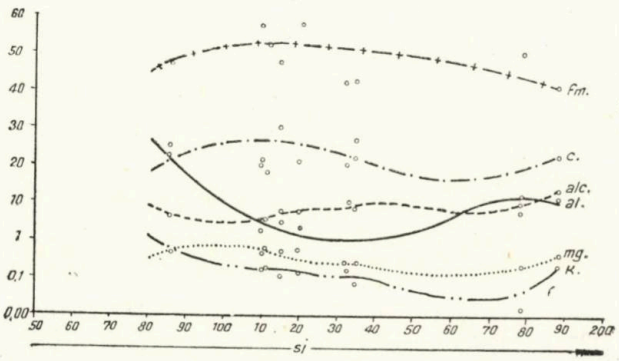


Fig. 16.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bleahu, M. *Stratigrafia permianului din Munţii Apuseni* (Comunicările Congresului al V-lea Carpato-Balcanic. Bucureşti, 1963.

[2] Brad, V., Groza, T., Mărcuşan, V., Pop, N., Pop, C., Popa, A. şi Suciu, A. *Raport geologic asupra lucrărilor de prospecţiuni din Munţii Apuseni.* M.M., 1964.

[3] Brad, V. şi Groza, T. *Raport geologic asupra lucrărilor din Munţii Drocea.* M.M., 1964.

[4] Brad, V., Constantiniuc, V., Popa, A. şi Şerban, T. *Raport geologic asupra lucrărilor de prospecţiuni şi explorări — Sectorul Drocea,* M.M., 1965.

[5] * * * Harta geologică a României. Comitetul Geologic. sc. 1 :100.000, foile Moneasa şi Arieşeni.

[6] Constantiniuc, V. *Contribuţii la studiul mineralizaţiilor din Munţii Drocea.* M.M., 1965.

[7] Dimitrescu, R. şi Bleahu, M. *Stratigrafia şi tectonica Munţilor Apuseni* (cu privire specială asupra cristalinului şi mezozoicului). An. rom-sov. Geol. Geogr. 2 (31), 1957.

[8] Giuşcă, D. *Note préliminaire sur la minéralisation des gisements de contact de Băiţa-Bihorului* (*Monts Apuseni*). Acad. Roum. Sect. sci (3) XVI/6, 1941.

[9] Goga, I. *Studii asupra mineralizaţiilor de Mo de la mina Băiţa.* M.M., 1959.

[10] Ionescu, C. *Cristalinul masivului Biharia.* Anuar Comitet Geologic nr. 32.

[11] Ionescu, M., Adamovici, S., Weiss, L., Sălăjan, I. şi Căruţaşu, O. *Raportul lucrărilor tematice efectuate în Munţii Apuseni.* M.M., 1963.

[12] Palfy, R. *Geologie des Biharia und Béles Gebirges und Paleozoikum,* Geologica Hungarica, 1939.

[13] Papiu, C.V. *Cercetări geologice în masivul Drocea.* Bulet. St. Acad. R.S.R., 1953.

[14] Paucă, M. *Geologische Probleme un dem Codru und Moma Gebirge.* Bulet. Soc. roum. Geol. IV, 1939.

[15] Paucă, M. *Recherches géologiques dans les Monts du Codru et de Moma.* An Inst. Geol. Rom. XXI, 1941.

[16] Pavelescu, L., Ene, I., Ionescu, M., Sălăjan, I. şi Mărcuşan, V. *Harta metalogenetică a Munţilor Bihor.* M.M., 1963.

[17] Savu, H. *Cercetări în cristalinul Munţilor Drocea.* Dări de seamă nr. 46.

[18] Savu, H. *Masivul eruptiv de la Bîrzava* (*Munţii Drocea*). Com. Geol. Mem. Vol. VIII, 1965.

[19] Sălăjan, I. *Raportul lucrărilor tematice efectuate în Munţii Codru-Moma.* M.M., 1964.

[20] Sălăjan, B. *Date informative mineralogo-petrografice asupra mineralizaţiilor din Munţii Codru-Moma.* M.M., 1965.

[21] Sălăjan, I. şi Becheanu, C. *Raport privind lucrările tematice executate în Munţii Codru-Moma.* M.M., 1965.

[22] Stoici, S. *Raport geologic asupra mineralizaţiilor de bor enodogen de la Băiţa-Bihor.* M.M., 1961.

[23] Şerban, T. şi Brad, V. *Raport geologic asupra lucrărilor din Munţii Drocea.* M.M., 1963.

Ing. PRUTEANU MARGARITA

Contribuţii la cunoaşterea elementelor rare şi disperse conţinute în cărbunii din bazinul Valea Jiului

Paralel cu dezvoltarea industrială a ţării, cercetarea şi valorificarea metalelor rare şi disperse conţinute în minereurile zăcămintelor noastre, cunoaşte o importanţă deosebită. Valorificare completă a zăcămintelor, respectiv a tuturor componenţilor săi utili face necesară analizarea temeinică şi sub toate aspectele a produselor miniere extrase.

Pe această linie se înscrie şi cercetarea cărbunilor din bazinul Valea Jiului, în sensul cunoaşterii prezenţei elementelor rare şi disperse din punctele de vedere cantitativ şi al modului de răspîndire.

Cercetările întreprinse s-au efectuat prin metode fizico-chimice de fotografiere, prin emisie în domeniul 2 300 — 4 800 Å, asupra cenuşii rezultate prin arderea probelor de cărbune recoltate din stratele aflate în exploatare în minele Uricani, Lupeni, Vulcan, Aninoasa, Dîlja, Petrila şi Lonea.

Cercetările au pus în evidenţă :

— elemente bivalente din grupa principală : beriliu ;

— elemente trivalente din grupa principală : bor ;

— elemente ale grupelor de trecere : vanadiu, cobalt, nichel, molibden, mangan etc ;

— elemente ale grupelor laterale : cupru, zinc, galiu, germaniu, arsen.

Determinările efectuate au constatat prezenţa în cenuşă a următoarelor elemente : titan, mangan, crom, nichel, cobalt, vanadiu, molibden, plumb, cupru, zinc, arsen, germaniu, galiu, beriliu, bor şi staniu.

În tabela de mai jos se redă media aritmetică ponderată a conţinutului în elemente pentru stratele principale din bazinul Valea Jiului, calculate pe un număr de 128 probe.

Acumularea diferitelor elemente în stratele de cărbuni a fost determinată de importante procese singenetice şi diagenetice, dintre care se menţionează :

1. Existenţa unora din elemente chiar în plantele care au generat stratele de cărbuni.
2. Îmbogăţiri produse ca urmare a procesului de incarbonizare.
3. Procese ale soluţiilor de circulaţie.

Conţinutul în elemente prezintă variaţii de la un strat la altul şi chiar în cuprinsul aceluiaşi strat, semnalîndu-se răspîndiri zonare provocate de cauzele care le-au generat : prezenţa borului legată de viaţa plantelor ; a germaniului de apele circulatorii ; a metalelor ca o consecinţă a existenţei unor minerale metalice, ca : blenda, galena, mileritul, lineitul etc.

Astfel, germaniul şi galiul au fost identificate în cantităţi mici în toate stratele, însă conţinuturi sensibil mai ridicate s-au deter-

Tabela

Conţinut		Strat								
elemente		18/17	15	13	9/8	7	6	5	4	3
	g/t									
Titan	,,	1 922	518	1 956	1 670	1 125	1 520	1 575	300	2 245
Mangan	,,	482	256	231	2 391	656	436	252	2 750	433
Crom	,,	54	25	65	30	20	18	29	20	38
Nichel	,,	42	40	44	28	27	22	36	68	44
Cobalt	,,	35	30	23	—	10	10	20	30	108
Vanadiu	,,	53	20	97	48	30	15	38	—	72
Molibden	,,	20	10	20	10	—	—	10	10	23
Plumb	,,	35	47	32	33	95	58	128	25	259
Cupru	,,	30	29	26	33	30	15	29	41	40
Zinc	,,	73	610	88	55	107	41	174	650	526
Arsen	,,	130	683	175	100	100	100	187	100	384
Germaniu	,,	9	6	5	6	5	5	10	—	5
Galiu	,,	5	5	7	6	7	—	10	5	6
Beriliu	,,	30	25	56	15	18	26	33	20	25
Bor	,,	1 219	2 600	1 650	727	2 000	750	1 666	2 000	750
Staniu	,,	10	—	—	10	5	—	—	—	10

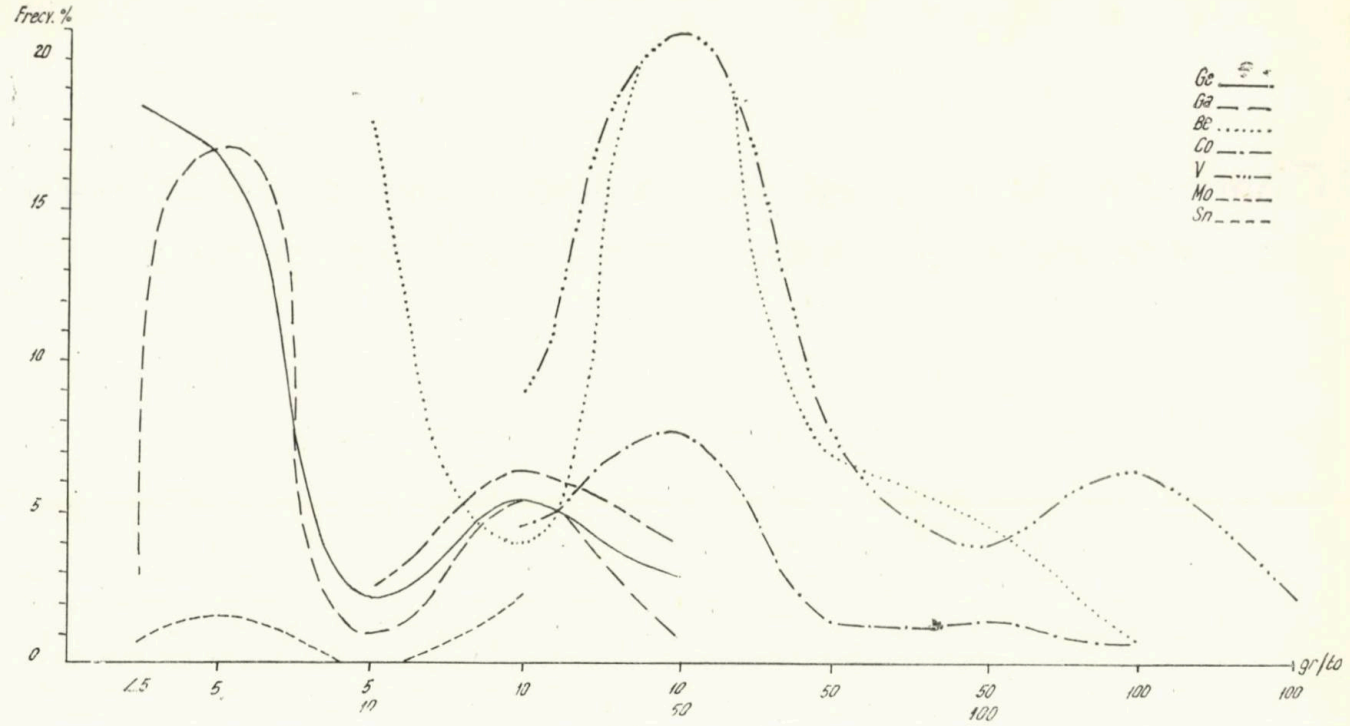


Fig. 1. Histogramă cu variația Ge, Ga, Be, Co, V, Mo și Sn.

minat în probele aparținînd stratului 5. Beriliul apare destul de frecvent în toate stratele, dar în mod deosebit se remarcă în stratele 13, 5 și 18.

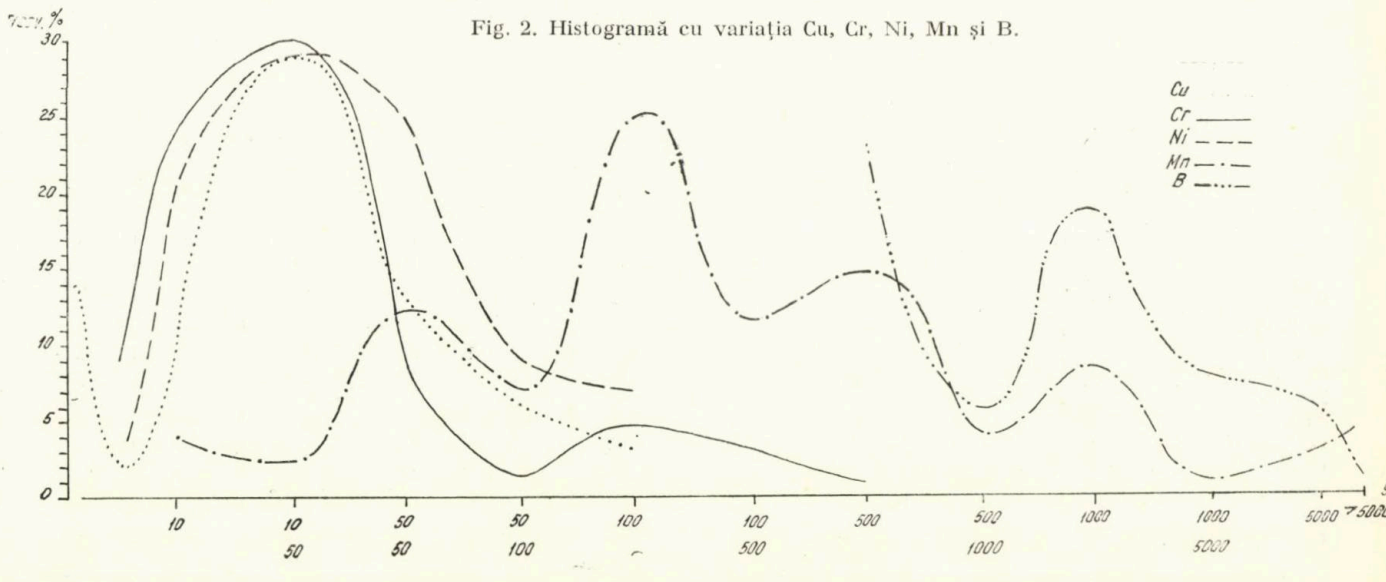
Cobaltul s-a întîlnit sporadic în majoritatea probelor, dar conținuturi mai ridicate s-au evidențiat în stratul *3*.

Vanadiul, deși destul de răspîndit în zăcămînt, nu a fost identificat în toate probele. Mai frecvent apare în stratele 13, 3 și 18. Molibdenul are o răspîndire cu totul sporadică și în cantități abia perceptibile.

Pentru ilustrarea rezultatelor obținute pe probele recoltate, s-au executat histograme pentru elementele mai importante, care redau atît frecvența cît și conținutul acestora.

În histograme, curbele germaniului și galiului (fig. 1) prezintă o amplitudine aproape similară, similitudine la care se asociază și curba molibdenului, pentru valorile la care acesta devine sensibil în analize. Curba staniului, deși prezintă valorile cele mai mici, urmărește același contur; de asemenea, se remarcă și o apropiere între valoarea amplitudinii curbelor care reprezintă beriliul și vanadiul. În aceeași asociație, dar cu valori scăzute ca frecvență, se încadrează și prezența cobaltului.

Fig. 2. Histogramă cu variația Cu, Cr, Ni, Mn și B.



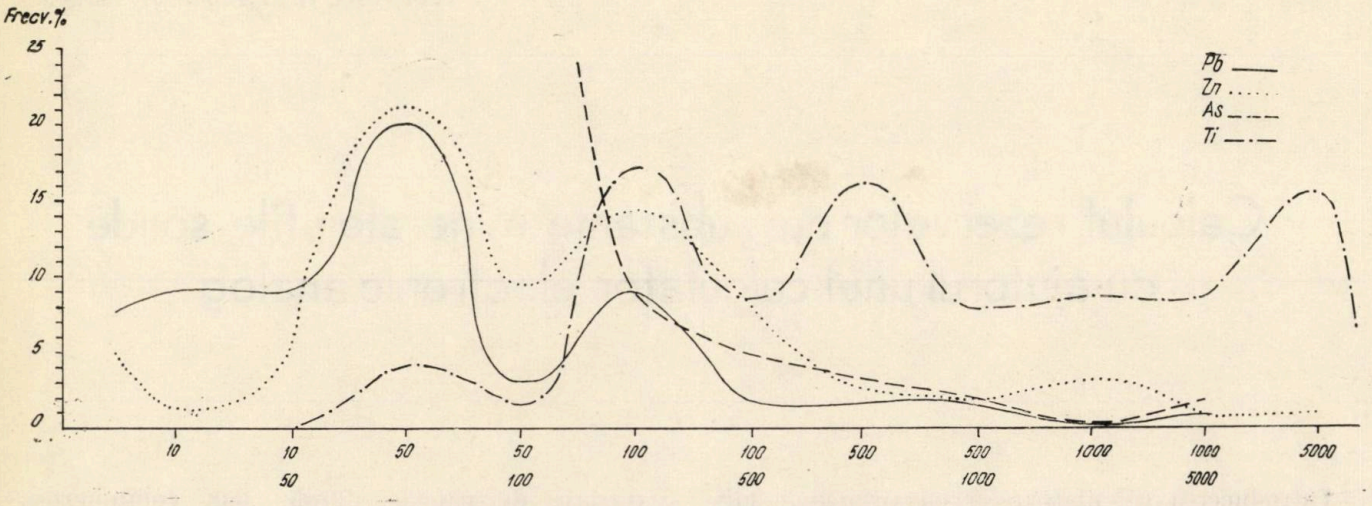


Fig. 3. Histogramă cu variaţia Pb, Zn As, Ti.

Cromul a fost identificat în toate stratele, conţinuturi mai mari găsindu-se în stratele 13, 18, 9/8 şi 3. Nichelul şi cuprul, de asemenea, s-au întîlnit în toate stratele, însă nichelul este preponderent în stratele 4, 9/8, iar cuprul în stratele 9/8, 3 şi 4.

Manganul a fost determinat în numeroase probe, însă răspîndirea lui este neuniformă. Borul se prezintă cu conţinuturi relativ ridicate în special în stratele 15, 5 şi 7.

În histograme, cromul, nichelul şi cuprul (fig. 2), se remarcă prin curbe cu amplitudini similare. Manganul are o variaţie diferită, iar borul, considerat de la etalonul inferior în determinările acestui element, tinde să urmărească în mare curba manganului.

Titanul este prezent în toate stratele de cărbune, însă prezintă concentraţii deosebit de interesante în stratele 3, 13, 18, 5 şi 7. Plumbul a fost identificat în toate probele analizate, stratele 3 şi 5 avînd însă conţinutul cel mai ridicat. Zincul şi arsenul au apărut în toate stratele. Pentru conţinut mai ridicat în zinc, s-au remarcat stratele 15, 3 şi 4, iar pentru arsen stratele 15 şi 3. Argintul şi bismutul s-au întîlnit sporadic şi cu conţinuturi abia perceptibile.

Curbele plumbului şi zincului (fig 3) prezintă o oarecare similitudine influenţată mai mult de conţinut.

Curba titanului prezintă variaţii în ce priveşte conţinuturile, iar ca formă se suprapune în parte cu cea a manganului.

În urma cercetărilor efectuate asupra stratelor de cărbune în exploatare s-au întocmit o serie de diagrame din examinarea cărora se desprind următoarele concluzii.

— Stratul 3 conţine crom, titan, zinc, nichel, mangan, plumb, cupru, beril şi mai puţin arsen, cobalt, vanadiu. Caracteristica acestui strat constă în conţinutul ridicat de titan.

— Stratul 4 prezintă acumulări de mangan şi bor, însă cu caracter restrîns. În probele recoltate din strat nu s-au determinat germaniu, staniu şi vanadiu, iar celelalte elemente prezintă o răspîndire minoră în ce priveşte frecvenţa şi valoarea conţinutului.

— Stratul 5 conţine toate elementele, fără staniu, dar cu conţinuturi de mică importanţă. Un conţinut mai apreciabil se constată pentru bor. Stratul 5 mai conţine acumulări locale de zinc, mangan şi titan.

— La stratul 6 se semnalează valori mai însemnate pentru mangan. Nu conţine galiu, molibden şi staniu.

— Stratul 7 conţine toate elementele menţionate, cu excepţia molibdenului. Prezintă cel mai ridicat conţinut în vanadiu. Borul se remarcă valoric, dar are răspîndire zonară.

— Stratul 9/8 prezintă cel mai ridicat conţinut de mangan sub formă de acumulări sporadice. În acest strat nu s-a identificat cobaltul.

— În stratul 13 apare frecvent titanul, precum şi conţinuturi mai ridicate în vanadiu şi crom. Nu conţine staniu.

— Stratul 15 se remarcă prin conţinuturi mai ridicate de bor şi arsen. În acest strat nu s-a identificat staniul.

— Stratul 18 conţine toate elementele, dar valori mai ridicate prezintă : titanul, germaniul, cromul, vanadiul şi cuprul. Nichelul a fost pus în evidenţă în toate probele.

Din punct de vedere industrial, este de aşteptat ca viitorul să pună un accent deosebit pe valorificarea cenuşilor rezultate de la arderea cărbunilor, acestea constituind o sursă importantă de materii prime. În acest scop, va trebui să se asigure exploatarea diferenţiată a stratelor şi depozitarea separată a cenuşilor.

Calculul rezervelor de substanţe minerale utile solide cu ajutorul unui calculator electronic analog

Introducerea calculatoarelor electronice în minerit s-a impus ca cerinţă o dată cu perfecţionarea şi extinderea acestor calculatoare. În literatura de specialitate apar articole, încă din 1958 — 1960, care tratează principiul de funcţionare şi constructive ale calculatoarelor şi indică posibilitatea folosirii lor în rezolvarea anumitor probleme [1]. Folosirea practică a acestor calculatoare începe după anii 1968. Se deosebesc două tendinţe evidente :

— cumpărarea şi folosirea unor calculatoare mari, universale, pentru toate problemele care apar, prin întocmirea programelor speciale, pentru fiecare problemă în parte [7];

— folosirea unor calculatoare mici, speciale, pentru rezolvarea anumitor probleme şi încercarea folosirii acestor calculatoare pentru controlul continuu şi comanda proceselor studiate [9].

Cel mai intens, calculatoarele au pătruns în calculul şi controlul aerajului minier. Modelarea şi urmărirea funcţionării corecte a instalaţiilor de aeraj sînt deja probleme rezolvate.

Printre altele, s-a amintit şi posibilitatea folosirii calculatoarelor pentru calculul rezervelor de substanţe minerale utile solide [7,9]. Practic, au fost publicate două cazuri — primul în Cehoslovacia, iar al doilea în Rhodezia de Nord [14]. În ambele cazuri se foloseşte calculator universal, cu program special, alcătuit pentru evaluarea rezervelor.

La noi în ţară în ultimii ani s-a pus problema folosirii metodelor matematice în minerit. În special în cadrul proiectării s-a simţit nevoia introducerii metodelor noi — cum ar fi programarea liniară [17] etc. Simultan cu aceasta pentru rezolvarea problemelor prin aceste metode matematice noi, s-a pus şi problema folosirii calculatoarelor, metodele de calcul necesitînd un volum mare de calcule complicate [17].

Calculul rezervelor de substanţe minerale utile este o lucrare care se execută anual la fiecare exploatare minieră. Lucrarea cuprinde o serie de calcule simple, dar voluminoase, ocupînd astfel un număr mare de geologi pe o durată însemnată de timp.

Noţiunile privind clasificarea rezervelor, unităţile de calcul, metodele de calcul, formulele generale de calcul şi analiza calculelor fiind cunoscute, nu insistăm asupra lor. În lucrarea de faţă, în afara prezentării principiilor generale asupra calculatoarelor electronice, plecînd de la cunoaşterea formulelor de calcul (algoritmul geologic), ne propunem să arătăm că modelînd algoritmul şi construind un calculator analog special, vom avea posibilitatea executării rapide a calculului rezervelor geologice.

Calculatoare electronice

Calculatoarele electronice sînt de două tipuri — calculatoare analoge şi calculatoare digitale (cifrice). Primele folosesc analogii fizice pentru executarea operaţiilor matematice, ultimele execută operaţii matematice cu ajutorul circuitelor logice, în general, în sistemul binar. Practic, cele digitale sînt maşini universale, care execută operaţii după anumit program dat. Sînt în acelaşi timp mai complexe, complicate şi costisitoare. Maşinile analoge nu permit o utilizare generală, însă pentru utilizări speciale, cu mai puţine materiale şi un montaj mai simplu, execută operaţiile matematice cu precizii suficiente. Din aceste considerente, s-a ales un model analog de calculator, care să efectueze operaţiile de mai sus.

Partea principală a oricărui calculator analog este amplificatorul operaţional. Acesta este un amplificator de curent continuu care printr-o reacţie negativă totală execută anumite operaţii matematice [21]. Să analizăm un amplificator de acest gen (fig. 1).

Tensiunea de intrare este e_1, cea de ieşire e_0, iar tensiunea punctului A este e. Scriem

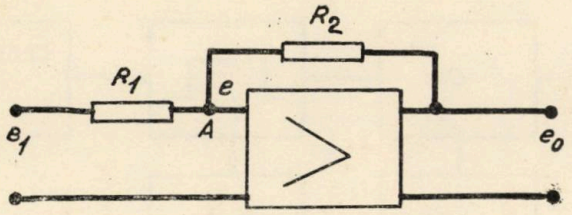


Fig. 1.

ecuațiile lui Kirchhoff în punctul A, luînd în considerare circuitul de intrare și cel de reacție :

$$\frac{e-e_1}{R_1}+\frac{e-e_0}{R_2}=0 \qquad (1)$$

și știm că :

$$e=-\frac{e_0}{K} \qquad (2)$$

unde K este factorul de amplificare a amplificatorului cu bucla deschisă. Ordonăm expresia (1), luînd în considerare și (2)

$$-\frac{1}{K}\left(\frac{1}{R_1}+\frac{1}{R_2}\right)e_0-\frac{e_0}{R_2}=\frac{e_1}{R_1}$$

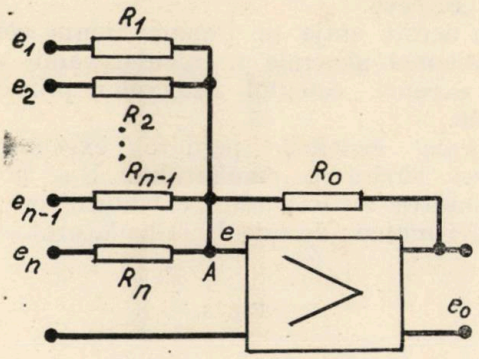


Fig. 2.

de unde :

$$e_0=-\frac{\frac{R_2}{R_1}e_1}{1+K\left(\frac{R_2}{R_1}+1\right)}. \qquad (3)$$

Dacă $K \gg 1$ atunci obținem :

$$e_0=-\frac{R_2}{R_1}e_1 \qquad (4)$$

care este ecuația generală a amplificatorului operațional în aceste condiții de legătură.

Se vede că amplificatorul reușește să execute inversarea semnului, înmulțirea sau împărțirea cu o constantă, precum și produsul sau cîtul a două valori (e_1 și R_2) sau (e_1 și R_1).

În cazul cînd acest amplificator are mai multe intrări, funcționarea lui permite și executarea operației de adunare simultană.

Scriind prima ecuație a lui Krichhoff în punctul A :

$$(e-e_i)\frac{1}{R_i}+(e-e_0)\frac{1}{R_0}=0 \qquad (5)$$

și luînd în considerare că :

$$e=-\frac{e_0}{K} \qquad (6)$$

și faptul că $K \gg 1$, se obține în final :

$$e_0=-\sum\frac{R_0}{R}e_i. \qquad (7)$$

Să studiem acum circuitul care are o reacție totală capacitivă (fig. 3).

Ecuația lui Krichhoff.

$$(e-e_1)\frac{1}{R_d}+(e-e_0)\ PC=0 \qquad (8)$$

unde :

$P=\frac{d}{dt}$ operatorul de diferențiere.

Știind că $e=-\frac{e_0}{K}$ și $K \gg 1$ obținem :

$$e_0=-\frac{1}{RCP}e_1=-\int_0^t\frac{e_1}{RC}\,dt \qquad (9)$$

adică tensiunea de ieșire este integrală tensiunii de intrare.

Acest etaj poate fi folosit pentru adunare succesivă (integrala nu este altceva decît o însumare generalizată) necesară în cazul a multor membrii de adunare.

Pentru executarea operației de înmulțire și împărțire a două numere, se folosesc scheme puțin diferite, scheme în care amplificatoarele operaționale joacă un rol secundar. Să analizăm o schemă pentru executarea înmulțirii [22] (fig. 4).

Fig. 4.

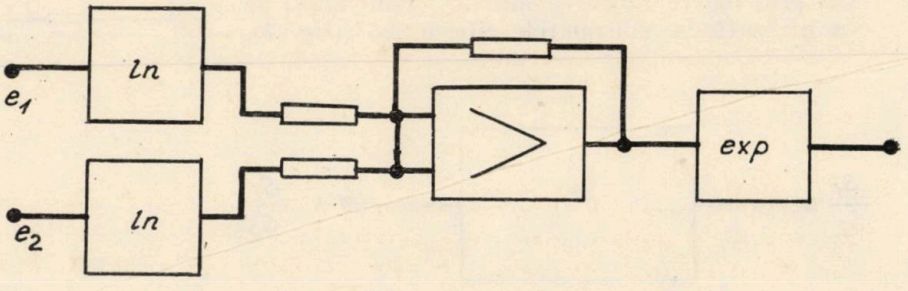
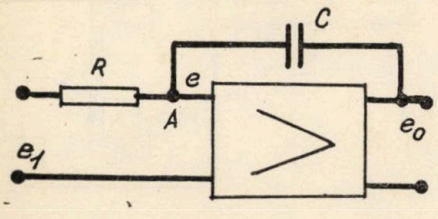


Fig. 3.



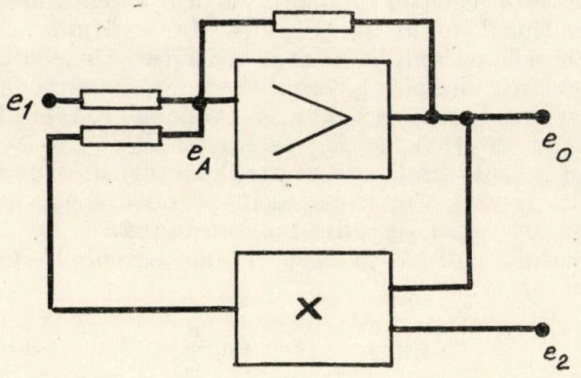


Fig. 5.

Circuitul se bazează pe următoarele formule matematice :

$$e_1 e_2 = \exp\ (\ln e_1 + \ln e_2) \qquad (10)$$

adică în locul înmulțirii se execută adunarea logaritmilor și apoi se caută antilogaritmul. Împărțirea se execută cu ajutorul înmulțirii, după următoarea schemă (fig. 5).

$$C_A = -\frac{e_0}{A}$$

$$A\left(\frac{e_0}{A} + e_1\right)\frac{1}{RE} + \left(\frac{e}{A} - e_0 e_2\right)\frac{1}{R} = 0$$

$$\frac{e_0}{A} = \frac{1}{2}(e_0 e_2 - e_1)$$

dacă $A \gg 1$, $\frac{e_0}{A} \approx 0$ deci :

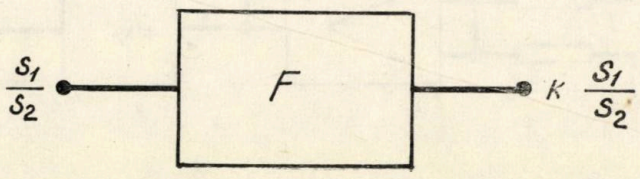
$$e_0 = \frac{e_1}{e_2}. \qquad (11)$$

În afară de aceasta, se cere folosirea a două circuite speciale — un generator de funcții care modelează funcția K (coeficientul din metoda secțiunilor) și un convertor analog — digital pentru afișarea digitală și precisă (deci cu suficiente zecimale) a rezultatului.

Calculatorul execută operația de $\frac{S_1}{S_2}$ și această valoare se introduce în generatorul de funcție. Ieșirea generatorului dă valoarea funcției K pentru valoarea raportului $S_1 : S_2$ (fig. 6).

Convertirea analog-digitală poate fi executată prin foarte multe moduri. O vom folosi pe cea utilizată la voltmetrele cifrice [23] (fig. 7).

Fig. 6.



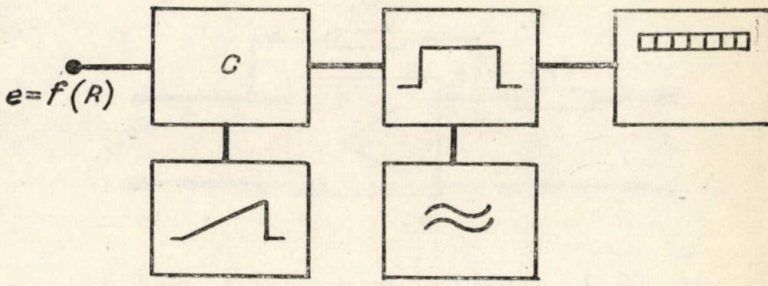


Fig. 7.

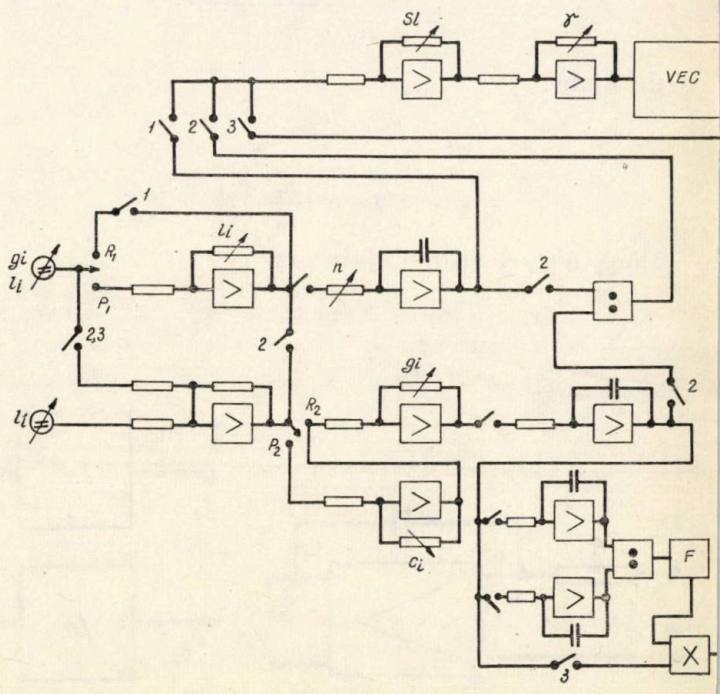
Tensiunea de intrare (proporțională cu rezerva de substanțe sau metal) este comparată într-un comparator C, cu o tensiune liniar crescîndă.

Pînă în momentul egalității celor două tensiuni, circuitul — poarta care urmează după comparator — este deschis și lasă să treacă tensiunea simsoidală generată de oscilatorul local, spre numărătorul electronic. La egalitatea celor două tensiuni, poarta se închide. Numărătorul afișează cifric numărul oscilațiilor trecute prin poartă, care este proporțională cu valoarea tensiunii de intrare, deci și cu rezerve.

Din aceste etaje se propune acum construirea schemei generale a calculatorului analog, care execută calculul rezervelor prin diferite metode.

Schema generală permite executarea și afișarea cifrică a rezultatului. S-a prevăzut posibilitatea de execuție a calculului prin toate cele trei metode de calcul. Calculatorul execută

Fig. 8.



calculul pentru unitatea cea mai mică de calcul. Datele parțiale trebuie să fie notate separat și la urmă trebuie să fie introduse din nou în sumator, obținînd astfel datele totalizate pentru blocul, filonul sau perimetrul în cauză. Notarea separată a rezultatelor parțiale este necesară pentru completarea documentelor (fișelor de panou) de calcul.

Tehnica de calcul

Avînd toate datele inițiale cunoscute din măsurători și analize, și cunoscînd metoda de calcul, datele inițiale sînt introduse pe rînd în mașină, cu ajutorul rezistențelor decadice, care permit introducerea numerelor formate din 3-5 cifre. După fiecare pereche de valori se apasă pe butonul sumatorului, care execută adunarea succesivă a datelor parțiale. Simultan cu apăsarea butonului sumatorului, apare și rezultatul final afișat pe ecran.

Timpul necesar de calcul se reduce astfel la timpul necesar introducerii datelor inițiale. Rezultatele parțiale permit completarea documentelor de calcul paralel cu efectuarea calculului, reducînd astfel și mai mult timpul necesar executării calculului rezervelor. După o apreciere aproximativă, timpul necesar de trei luni poate fi redus la două săptămîni, iar numărul personalului necesar de la opt la un tehnician calificat pentru lucru la calculator.

CONCLUZII

Dezvoltarea și răspîndirea calculatoarelor electronice a permis pătrunderea lor în toate domeniile științei și tehnicii. În minerit ele capătă importanță în special la rezolvarea problemelor cu volum mare de lucru.

Executarea calculului rezervelor cu ajutorul unui calculator permite reducerea timpului necesar execuției, a personalului preocupat de acestă operație și centralizarea acestor operații.

Lucrarea are un caracter de orientare, atît în domeniul realizărilor din străinătate, cît și a posibilităților de adaptare a principiilor calculatoarelor analoge la problemă. Conform celor spuse, lucrarea prezintă principiile soluțiilor, definitivarea etajelor componente necesare pentru realizarea practică facîndu-se în cadrul temei de cercetare, care figurează în planul de perspectivă pentru anii 1966 — 1970.

BIBLIOGRAFIE

[1] x x x Symposium *Computers and Computer Applications in the Mineral Industry.* Tucson College of Mines, University of Arizona, 1961.

[2] x x x Symposium *Mathematical Techniques and Computer Applications in Mining.* Tucson College of Mines, University of Arizona, 1962.

[3] Wegener, H. *Aufbau und Arbeitsweise elektronischer Rechenmaschinen.* Bergbautechnik, nr. 7, 1963.

[4] Knoester, C.J. *Elektronische rekenmaschines in het mijnbedrijf.* Geologie et Mijnbouw, nr. 9, 1963.

[5] England, I., Stimpson, H. *Electronic Data Processing.* The Mining Engineer, 50, 1964.

[6] Jackson, J.F. *Role of Computers in Mining Research.* Mining Congress Journal, 8, 1964.

[7] Ziller, H. *Analog planen, oder wirklich zu rechnen?* Bergbauwissenschaften, 4, 1964.

[8] Morris, H.T., Edwards, R.M. *Analog Computers Find Applications in Control of Flotation Circuits.* Mining Engineering, 8, 1964.

[9] Hartmann, H.L., Trafton, B.O. *Digital Computers May Find Newx Use in Determining Mine Venillation Networks.* Mining Engineering, 9, 1963.

[10] Simon, R. *Digital Machine Computations of the Stress Waves Produced by Stricke Impacts in Percussion Drilling Machines. Proceedings of the 5.* Symposium of Rock Machanies. Pergamon Press, New-York, 1963.

[11] Muller, K., Wessel, I. *Berechnung von Teilchenbahnen im Windsichter mit dem elektronisch Analogrechner.* Aufbereitungstechnik, 6, 1963.

[12] Reifgerste, K. *Der Einsatz von Analogrechnern bei der Planung und überwachung von Wetternetzen.* Bergbauwissenschaften, 7—8, 1964.

[13] Manuba, C.B., Nelson, F. *Evoluating Safety with Computers.* Mining Congress Journal, 12, 1964.

[14] Oxford, V. *Technical Computer Applications at Nchanga, Northern Rhodesia.* Bull. Inst. Min. Metall. 687, 1964.

[15] Soukup, B. *Calculul rezervelor date pentru zăcămintele de minereuri, cu ajutorul mașinii de calculat.* Rudy, 2, 1965.

[16] Pereț, V.A., Frolov I.S. *Automatizarea operațiilor de calcul la evaluarea rezervelor de materie primă minerală.* Razvedka i ohrana nedr, 9, 1963.

[17] Melenciuc, V. *Aplicarea metodelor matematice pentru rezolvarea unor probleme miniere.* Revista Minelor, 5—6, 1964.

[18] Murgu, M. ș.a. *Calculul rezervelor de substanțe minerale utile solide.* Editura tehnică, București, 1962.

[19] x x x *Instrucțiuni pentru aplicarea clasificării rezervelor de substanțe minerale utile solide la zăcămintele de minereuri Pb-Zn și complexe.* Comitetul Geologic, București 1961.

[20] x x x *Clasificarea rezervelor de substanțe minerale utile solide. Instrucțiuni pentru întocmirea rapoartelor geologice cu calculul rezervelor de substanțe minerale utile solide.* Comitetul Geologic, București, 1961.

[21] Korn G., Korn, T. *Elektronische Analogierechenmaschinen,* VEB Verlag Technik, Berlin, 1960.

[22] Adler, H. *Elektronische Analogrechner.* VEB Deutsche Verlag der Wissenschaften, Berlin, 1962.

[23] Nicolau, E. *Măsurări electronice în industrie.* Editura tehnică, București, 1964.

Dr. ing. P. ILIE şi ing. M. BULIGAN

Hidrofilizarea concentratelor de barită utilizate la îngreuiarea noroaielor de foraj

Concentratele de barită utilizate la îngreuiarea noroaielor de foraj conform cerinţelor impuse nu trebuie să posede proprietăţi de spumare. În concentratul obţinut prin flotaţie la suprafaţa particulelor de baritină sînt absorbiţi reactivii de flotaţie, a căror prezenţă atribuie particulelor de baritină hidrofobitate, duc la formarea spumei în noroiul de foraj şi reduc greutatea specifică. Pentru înlăturarea proprietăţii de spumare, concentratele se supun calcinării la 500°C, procedeu ce necesită costuri relativ ridicate.

Pentru eliminarea procedeului de calcinare s-au efectuat cercetări de hidrofilizare a concentratului de barită cu ligninsulfonat de sodiu şi carboximetilceluloză. Ligninsulfonatul de sodiu şi carboximetilceluloza se folosesc frecvent la noroaiele de foraj pentru reglarea viscozităţii. Ei prezintă o acţiune bună de dispersare, acţiunea datorită puternicii sarcini electronegative a reactivului, care absorbindu-se la particulele solide ale suspensiei măresc forţele de respingere dintre ele evitînd astfel aglomerarea lor [1, 2].

Carboximetilceluloza şi ligninsulfonaţii fac parte din grupa degresanţilor anionici (conţin grupele anionice polare —OH, —COOH, —SO_3H). Prezenţa grupelor anionice polare în număr mare dau reactivului o încărcătură electrică negativă mare, iar sorbţia lor duce la creşterea potenţialului electronegativ al mineralelor. Polimerii solubili carboximetilceluloza şi ligninsulfonatul de sodiu în apă sînt compuşi foarte hidrofili, datorită prezenţei grupelor polare —COOH, —SO_3H, capabile să reţină moleculele de apă.

Dimensiunile moleculelor hidrofile ale polimerilor depăşesc cu mult dimensiunile radicalului hidrocarbonat al colectorilor, de aceea acţiunea polimerului hidrofil cu suprafaţa *mineralului* (care în prealabil a reacţionat cu reactivul colector) acoperă acţiunea colectorului. Uneori hidrofilizarea este însoţită şi de înlăturarea colectorului de la suprafaţa mineralelor [3, 4]. Carboximetilceluloza şi ligninsulfonaţii sînt utilizaţi ca reactivi depresanţi ai talcului, baritinei, micei, carbonaţilor, fierului şi calciului, magnetitei ş.a. [5, 6, 7].

Cercetările de hidrofilizare în condiţii de laborator au fost efectuate pe concentrat de baritină Ostra obţinut în următoarele condiţii de lucru şi regim de reactivi:

— fineţea de măcinare a minereului cu baritină 75% — 0,074 mm;	
— consum carbonat de sodiu	800 g/t
— consum silicat de sodiu	800 g/t
— consum alcooli graşi fracţie $G_{15} - G_{18}$, sulfataţi cu 9,78% substanţă activă . . .	2 000 g/t
— petrol lampant oxidat	500 g/t
— timp de agitare cu carbonat de sodiu,	3 min
— timp de agitare cu silicat de sodiu,	1 min
— timp de agitare cu alcooli graşi sulfataţi şi petrol lampant oxidat	5 min
— timp de flotaţie	10 min
— pH	7,5 —8
— raport $L:S$ la flotaţie	2 : 1

Cercetările de hidrofilizare au fost efectuate astfel: concentratul obţinut la flotaţia minereului cu baritină compactă s-a tratat la raport L :S = 1 :1, timp de 5 — 30 min cu diverse consumuri de ligninsulfonat de sodiu şi carboximetilceluloză.

Eficacitatea hidrofilizării a fost determinată prin flotarea de control fără adăugare de reactivi, a concentratului care a fost supus tratării cu agenţi de hidrofilizare şi apoi a fost decantat.

Flotabilitatea produsului după hidrofilizare a fost exprimată prin valoarea fh:

$$fh = \frac{100\,Vh}{Vf}$$

unde:

Vh este extracţia în greutate la flotaţia de control după hidrofilizare, %;

Vf — extracţia în greutate a concentratului cu baritină obţinută la flotaţia cu reactivi.

Încercările de hidrofilizare s-au efectuat pe concentrat de baritină deşlamat şi nedeşlamat în prealabil.

Tabela 1

Influenţa consumului de ligninsulfonat de sodiu asupra hidrofilizării concentratului de barită nedeşlamat

Consum ligninsulfonat de sodiu, g/t	Timp de agitare, min	Extracţie în greutate		Flotabilitate după hidrofilizare *fh*, %
		Vf, %	*Vh*, %	
1 000	5	82,3	54,0	61
2 000	5	83,0	43,0	48
3 000	5	83,2	40,6	46
4 000	5	82,8	32,5	36
5 000	5	82,6	27,0	31
6 000	5	82,9	24,0	27
7 000	5	83,4	22,0	25
8 000	5	83,1	21,0	24
9 000	5	82,9	21,0	24

Din tabela 1 care cuprinde încercările de hidrofilizare a concentratului de barită nedeşlamat la consumuri diferite de ligninsulfonat de sodiu se constată că la creşterea consumului de ligninsulfonat de la 1 000 la 9 000 g/t extracţia în greutate a concentratului după hidrofilizare scade de la 54 la 21%, extracţia în greutate devenind constantă la consumuri peste 8 000 g/t.

Tabela 2

Influenţa timpului de agitare cu ligninsulfonat de sodiu asupra hidrofilizării concentratului de barită nedeşlamat

Timp de agitare, min	Consum ligninsulfonat de sodiu, g/t	Extracţie în greutate		Flotabilitate după hidrofilizare *fh*, %
		Vf, %	*Vh*, %	
5	7 000	83,4	22,0	25,0
10	7 000	83,1	21,0	24,0
15	7 000	83,9	22,2	25,0
20	7 000	83,3	23,3	26,0
30	7 000	83,7	31,0	35,0

Din tabela 2, în care sînt prezentate încercările de hidrofilizare cu consum constant de ligninsulfonat de sodiu la variaţia timpului de agitare în limitele 5 — 30 min, se constată că cele mai scăzute extracţii în greutate la flotaţia de control după hidrofilizare se obţin la un timp de 10 min.

Tabela 3

Influenţa consumului de corboximetilceluloză asupra hidrofilizării concentratului de barită nedeşlamat

Consum carboximetilceluloză, g/t	Timp de agitare, min	Extracţia în greutate		Flotabilitate după hidrofilizare *fh*, %
		Vf, %	*Vh*, %	
3 000	5	83,1	45,6	52
5 000	5	82,4	43,0	49
7 000	5	83,5	40,0	46
9 000	5	83,3	36,0	41
11 000	5	83,2	32,0	36

Din încercările prezentate în tabela 3 rezultă că şi în cazul folosirii carboximetilcelulozei are loc hidrofilizarea concentratului de barită, dar folosind carboximetilceluloză la consumuri mai mari comparativ cu ligninsulfonatul de sodiu, extracţia în greutate la flotaţia de control după hidrofilizare este mai mare.

Din rezultatele prezentate în tabelele 1, 2 şi 3 reiese că hidrofilizarea concentratului de barită nedeşlamat nu este suficientă. Pentru a reduce extracţia în greutate la flotaţia de control fără reactivi efectuată după hidrofilizare s-a efectuat deşlamarea concentratului la 10 μ. Deşlamarea permite înlăturarea unei mari părţi a reactivului colector, îmbunătăţeşte condiţiile efectuării hidrofilizării şi în acelaşi timp reduce conţinutul fracţiilor fine din concentratul ce ulterior va fi utilizat la îngreuiarea noroiului de foraj.

Din încercările de hidrofilizare a concentratului de barită deşlamat prezentate în tabela 4 rezultă că hidrofilizarea satisfăcătoare a concentratului se obţine în următoarele condiţii: consum de ligninsulfonat de sodiu 8 000 g/t timp de agitare 15 min. În aceste condiţii extracţia în greutate a concentratului după hidrofilizare este de 3,3%.

Tabela 4

Influenţa consumului şi a duratei de agitare cu ligninsulfonat de sodiu asupra hidrofilizării concentratului de barită deşlamat

Consum de ligninsulfonat, g/t	Timp de agitare, min	Extracţie în greutate		Flotabilitate după hidrofilizare *fh*, %
		Vf,%	*Vh*, %	
7 000	5	83,5	14,4	16
8 000	5	83,5	13,2	15
7 000	10	83,5	15,2	17
8 000	10	83,5	7,4	8
7 000	15	83,5	13,0	14
8 000	15	83,5	3,3	4
8 000	20	83,5	8,6	10
8 000	25	83,5	12,4	14
8 000	30	83,5	18,4	20

Pentru controlul proprietăţilor reologice şi coloidale ale suspensiei de argilă îngreuiată cu concentrat de barită obţinut prin hidrofilizare, după schema de principiu prezentată în figură s-a obţinut o probă de concentrat cu următoarele caracteristici:

greutatea specifică	4,2 g/cm^3
conţinut de $BaSO_4$	95,4%
conţinut de $BaCO_3$	0,58%
conţinut de săruri solubile sub formă de Ca	0,02%
granulometrie:	
+ 0,06 mm	1,7%
+ 0,045 mm	5,3%
— 0,045 mm	93,0%
*p*H	neutru
efect de spumare	lipsă

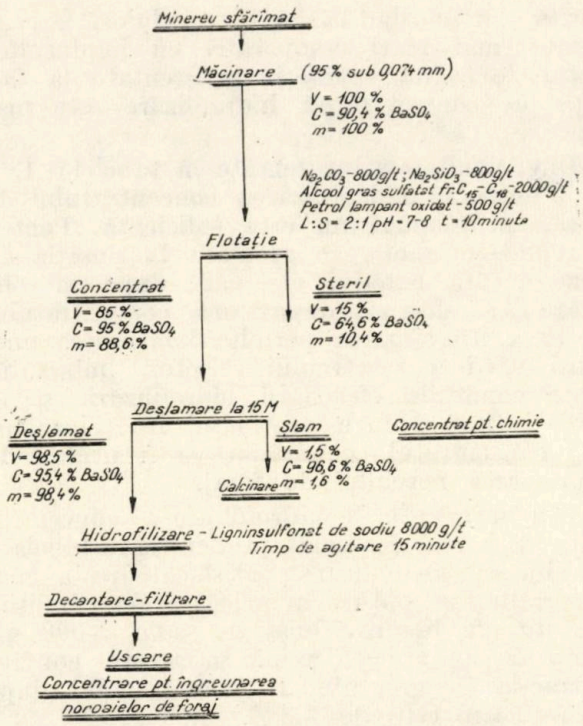


Fig. 1. Schema de principiu peutru obținerea concentratului de barită prin hidrofilizare.

Din încercările de îngreuiare a suspensiilor de argilă cu concentrat de barită obținut prin hidrofilizare, efectuate la ICFE Cîmpia (tabela 5) rezultă că proba de concentrat de barită obținut prin hidrofilizare este corespunzătoare folosirii la îngreuiarea noroaielor de foraj cu greutăți specifice mari (γ=2,0 kgf/dm^3).

Tabela 5

Rezultatele încercărilor de comportare pe suspensie de argilă a baritei obținute prin hidrofilizare

Caracteristici fizice și coloidale	Suspensia de bază	Suspensia de bază îngreuiată cu barită
Greutatea specifică, kgf/dm^3	1,105	2,0
Vîscozitate, s	37	—
Vîscozitate, cP	10	63
Gelația O′, g	1	3
Gelația 10′, g	13	38
Filtrarea, cm^3	17	21
Turta, mm	2	5
*p*H	9,5	9,5

Concluzii

Cercetările au arătat că prin folosirea polimerilor solubili carboximetilceluloza și ligninsulfonatul de sodiu parțial sau total se înlătură hidrofobitatea particulelor de bartină flotată

La hidrofilizare, rezultate satisfăcătoare se obțin cu ligninsulfonat de sodiu, după deșlamarea prealabilă a concentratului de flotație. Procedeul de obținere a baritei pentru îngreuiarea noroaielor de foraj prin hidrofilizare este simplu și nu necesită aparatură specială.

Bibliografie

[1] Atanasiu, S. și Jelescu, E. *Detergenți și alți agenți activi de suprafață.* Ed. tehnică, Buc., 1959.

[2] Schwartz, A.M., Perry, I.W. și Berch, J. *Surface Active Agents and Detergents.* Interscience Publishers, Inc. New-York, Ltd. London, 1958.

[3] x x x *Trudî Instituta Mehanobr*, vîpusc 125, Voprosî obogașcenia rud, Leningrad, 1960.

[4] x x x *Fizico-himiceschie metodî obogașcenia i isledovania poleznih iscopaemih.* Institut Gornogo Dela imeni A.A. Scocinscogo, Naucinih soobșcenia XXXVI Nedra, Moskva, 1966.

[5] Rabone, P. *Flotation Plant Practice*, Mining Publications Ltd. London, 1957.

[6] Plaksin, I.N., Nazarova, G.N. și Barîșeva, K.F. *Obogașcenie rud, uglei.* Akademizdat Moskva, 1963.

[7] Cristan, E.L. și Turetchii, Ia. M. *Obogașcenie jeleznîh rud i dovodka magnetitovîh Konțentratov metodom obratnoi flotații anionnimi kolectorami.* Gornîi Jurnal, nr. 12, 1961.

Note

Ing. I. LĂZĂRESCU

Tendinţe în tehnica preparării minereurilor

Înainte de a schiţa tendinţele care se manifestă în tehnica preparării minereurilor, este necesar să fie expuse cîteva consideraţii de ordin mai general privind evoluţia activităţii miniere, prepararea minereurilor fiind unul din domeniile principale ale tehnicii miniere. Ideile care se expun în cele ce urmează sînt sugerate de evoluţia activităţii miniere şi, în corelare cu aceasta, sînt înfăţişate orientările noi în domeniul preparării minereurilor.

În industria extractivă, în linii generale şi în ordinea succesiunii lor normale, se delimitează următoarele domenii :

— exploatarea minieră ;
— prepararea mecanică a minereurilor ;
— metalurgia extractivă.

Între aceste domenii există o strînsă interdependenţă, iar modul şi gradul de dezvoltare al uneia dintre ele influenţează adînc pe celelalte.

Este de făcut observaţia că şi în tehnica minieră se conturează astăzi două tendinţe oarecum opuse :

— tehnica se diferenţiază şi se specializează tot mai mult ; domeniile se divizează şi dau naştere altora noi, o dată cu aprofundarea cunoştinţelor ;

— diferitele domenii ale tehnicii se întrepătrund, iar la hotarele dintre acestea apar noi domenii hibride, evoluţie care este tot mai intensă.

Cu referire la sectorul extractiv, între domeniul preparării minereurilor şi cel metalurgic se observă o întrepătrundere tot mai pregnantă. Limita între domenii poate fi definită numai cu oarecare aproximaţie. Astfel, metalurgia cunoaşte şi aplică tehnica de elaborare a metalelor începînd din momentul cînd se face apel la procedee metalurgice cu transformări fizice şi chimice, în timp ce prepararea minereurilor se ocupă de tehnica de concentrare a elementelor utile din minereuri, în care se recurge, de regulă, la procedee fizice (mecanice), cu toate că se întrebuinţează uneori şi procese termice sau chimice. Domeniul preparării minereurilor ar include deci — mai corect — procedeele al căror obiect este de a transforma un minereu brut într-un concentrat vandabil, sau cel puţin transportabil în mod economic, spre a fi ulterior prelucrat într-un alt loc în mod adecvat. Între prepararea minereurilor şi metalurgie există o întrepătrundere, mai ales sub raportul diferitelor operaţii tehnologice specifice celor două domenii. Astfel, în preparare se întrebuinţează adesea operaţii din domeniul pirometalurgiei, ca prăjirea sau calcinarea (cazul minereurilor de fier), topirea şi recristalizarea, sau chiar operaţii de hidrometalurgie (dizolvare în soluţii şi precipitare, ca în cazul preparării minereurilor aurifere prin cianurare, al concentrării uraniului şi altor metale rare) care alternează cu operaţii de preparare mecanică propriu-zise ca : sfărîmare, sortare şi altele.

Cele două tendinţe care au fost amintite : diferenţierea şi întrepătrunderea dintre diferitele domenii, sînt similare fenomenului mai general care se manifestă, poate mai accentuat încă, în ştiinţa contemporană. Este suficient dacă se amintesc, în această privinţă, disciplinele nou apărute : chimia-fizică, geochimia, chimia biologică, geofizica, biofizica, etc.

Industria minieră prezintă unele caractere specifice diferite de acelea ale altor industrii. Din punct de vedere valoric, ponderea acestei industrii este relativ redusă în totalul producţiei mondiale de materii prime. Astfel, în ansamblu, substanţele minerale utile reprezintă valoric circa 20 % din producţia mondială de materii prime. Aceste procente se repartizează astfel : circa 12 % pentru combustibil, circa 6 % pentru minereurile metalifere şi restul de 2 % pentru substanţele nemetalifere. În ţările cu industrie dezvoltată, consumul de substanţe minerale utile reprezintă 25 % faţă de consumul total de materii prime.

Deşi ponderea minereurilor metalifere este de numai 6 %, importanţa lor în economia modernă este foarte mare. Fără aceste materii prime tehnica şi civilizaţia actuală ar fi de neconceput.

Metalele produse de industria minieră condiţionează progresul tehnicii şi economia modernă. Ele n-au putut fi produse pe cale artificială, deşi se tinde la înlocuirea lor prin produse ale chimiei, cu proprietăţi asemănătoare.

Influenţa sectorului minier asupra vieţii economice se manifestă totuşi în mod preponderent şi este de remarcat că, dintre activităţile economice industriale, exploatarea şi valorificarea resurselor minerale este totuşi una dintre acelea care reflectă mai bine evoluţia globală a economiei mondiale.

Faptul este explicabil, pentru că acest sector se situează înaintea ansamblului activităţilor industriale, cărora îi sînt dublu tributare, din punct de vedere comercial şi tehnologic în acelaşi timp.

Nu este de mirare deci că economia minieră să fie astăzi în plină perioadă de transformare şi că tehnologia sa — în ce priveşte exploatarea şi prepararea minereurilor — să se orienteze atît de deschis pe căi noi şi îndrăzneţe. Pe plan economic, această transformare a industriei minereurilor apare frapant, mai ales dacă se observă cîteva elemente esenţiale, cum sînt :

— cantitatea producţiei ;
— calitatea minereurilor ;
— condiţiile de exploatare.

În privinţa aspectului cantitativ, în dezvoltarea generală a industriei miniere se schiţează în unele cazuri o oarecare saturaţie, o plafonare variabilă după natura minereurilor.

Fenomenul de saturaţie se face mai simţit la vechile metale tradiţionale : cuprul, plumbul, zincul şi mai ales staniul, pentru aceste metale, procentele de creştere anuală au scăzut sensibil faţă de cele de acum 50 de ani.

Pentru fier situaţia apare mai favorabilă, dar în ciuda dezvoltării continue a siderurgiei, ritmul creşterii anuale a producţiei de fontă de furnal a scăzut, în acelaşi interval de timp, de la 4 la 2,5 %.

În schimb, pentru metalele tinere ca aluminiul, creşterea producţiei anuale înregistrează procente de 11,2 %. De asemenea substanţe minerale a căror dezvoltare este legată de modernizarea şi intensificarea agriculturii, cum sînt fosfatii şi potasiul, arată o stabilitate remarcabilă, cu o creştere anuală de circa 5 %.

Din interpretarea globală a acestor constatări trebuie să conchidem asupra unei plafonări relative a extracţiei de metal în minereuri. Acest fenomen este explicabil, întrucît el apare ca o consecinţă firească a progresului tehnologic şi ştiinţific. Datorită acestui progres, al cărui ritm este accelerat, se constată următoarele fenomene :

— miniaturizarea utilajelor şi maşinilor ;

— îmbunătățirea randamentului mijloacelor de producție ;
— descoperirea de produse noi, naturale sau artificiale, pentru înlocuirea unor produse minerale.

În acest sens se pot cita mai multe exemple.

În cazul fierului, ameliorarea procedeelor siderurgice, conjugate cu întrebuințarea minereurilor concentrate în furnal, în mod practic a dublat, în decurs de 25 de ani, productivitatea unui furnal înalt. În același timp, miniaturizarea mașinilor și perfecționările tehnologice au redus, în mod constant, consumul relativ de metal, astfel greutatea unui transformator tip de 10 000 kVA și 60 000 V s-a diminuat aproape la jumătate în 16 ani (de la 26 t în anul 1947 la 14 t în anul 1963). În centralele termoelectrice, trecerea de la grupuri turbo-alternatoare de 125 MW la cele de 600 MW a permis să se reducă consumul de oțel de la 5,5 la 3,0 kg/kW instalat.

Acest fenomen apare și mai evident în domeniul industriei electronice unde, pentru fabricarea tranzistoarelor, consumul de germaniu a fost redus cu 9/10 de la apariția lor pe piață, adică în mai puțin de 10 ani, datorită unei evoluții extrem de rapide a tehnicii.

Din aceste constatări s-ar putea desprinde o impresie destul de pesimistă în privința perspectivelor industriei miniere în general, și tehnicii preparării în particular, unde aceste elemente ar putea determina o încetinire ori chiar o plafonare. Lucrurile însă nu stau așa, dacă se consideră calitatea minereurilor extrase și mai ales creșterile absolute ale consumului de metale. În fapt asistăm la o sporire impresionantă a cantităților de minereuri supuse operațiilor de preparare mecanică, pentru a se putea acoperi sporul normal al producției de metale.

Exploatarea inițială a zăcămintelor sau a porțiunilor de zăcăminte cu conținuturi mai bogate în substanțe utile,pe de o parte, diluarea minereurilor extrase prin aplicarea (în subteran sau în cariere) a metodelor mecanizate de mare productivitate, pe de altă parte, au dus la exploatarea unor minereuri cu conținuturi tot mai reduse, dar în cantități tot mai mari, care necesită intervenția tehnicii preparării pentru a se putea ajunge la produse vandabile.

Acești factori au impus și favorizează în continuare apariția uzinelor de preparare de capacitate mare și foarte mare : mii și zeci de mii de tone pe zi. Aceasta este tendința dominantă a dezvoltării preparării.

A doua tendință constă în adoptarea unor tehnologii mai complexe, cu includerea unor procedee noi.

A treia tendință este marcată prin perfecționările aduse utilajelor de preparare.

În scopul de a orienta dezvoltarea tehnicii preparării s-au ținut în ultimii zece ani, începînd din anul 1952, o serie de congrese internaționale în diferite țări (ultimul fiind cel ținut la Cannes în 1966), precum și o serie de alte reuniuni (simpozioane, sesiuni științifice etc.).

În esență aceste congrese au evidențiat cum tendințele care au fost amintite și care se manifestă prin elaborarea și punerea la punct a procedeelor noi, se fundamentează pe disciplinele cele mai variate, pot avea consecințe atît asupra structurii industriei miniere cît și asupra metalurgiei extractive.

Una din trăsăturile marcante ale progresului preparării minereurilor este tendința pentru aplicarea procedeelor hidrometalurgice, respectiv a metodelor de separare chimică în tratarea minereurilor. Ca exemplu se poate cita prepararea minereurilor de uraniu, o ramură mai nouă a tehnicii preparării, unde aplicarea procedeelor tehnologice clasice de preparare mecanică a fost completată cu procedee absolut noi, cum sînt : schimbul ionic și extracția cu solvenți, care imprimă un caracter pronunțat chimic tehnologiei de preparare. În alte cazuri se observă îmbinarea procedeelor cu caracter fizico-mecanic cu procedee pirometalurgice și hidrometalurgice, în mod deosebit pentru valorificarea complexă prin extragerea tuturor constituenților utili din minereurile supuse prelucrării, sau pentru valorificarea acelor minereuri complexe, care pînă acum erau considerate nepreparabile.

Tendința de valorificare complexă a minereurilor s-a impus din mai multe considerente, dintre care principale sînt următoarele :

— din punct de vedere economic este rațional și avantajos să se valorifice, simultan și cu cheltuieli minime, cît mai multe din elementele utile conținute în minereul brut introdus în instalația de preparare.

— din punct de vedere tehnic, majoritatea operațiilor de preparare, necesare pentru extragerea unui element util, pot servi și pentru extragerea concomitentă a celorlalte elemente aflate în minereu.

Astfel, se deschid perspective de a trata în viitor resurse minerale noi, care pînă acum nu erau considerate minereuri.

Această schițare a tendințelor în dezvoltarea tehnicii preparării ar fi incompletă, dacă nu s-ar sublinia rolul automatizării instalațiilor, atît pentru informațiile rapide asupra naturii minereurilor de tratat și produselor ce se obțin cît și pentru posibilitățile de reglare a proceselor de preparare. Deși automatizarea nu este proprie numai preparării minereurilor, ea contribuie, într-o mare măsură, la modernizarea controlului operațiilor de preparare.

Din cele arătate privitor la dezvoltarea industriei miniere în etapa actuală, se constată că numai creșterea relativă a producției la unele metale ar putea determina o anumită încetinire, respectiv o plafonare a tehnicii preparării minereurilor.

Influența oarecum restrictivă a acestui factor este însă total anulată de efectul scăderii calității minereurilor supuse prelucrării (conținuturi utile reduse, minereuri complexe cu numeroși constituenți, minereuri noi etc.), de efectul diluării mai mari a minereurilor exploatate în masă, precum și de lărgirea posibilităților de concentrare prin aplicarea de procedee noi, susceptibile a fi extinse la tratarea multor minereuri metalifere.

Dezvoltarea și perfecționarea procedeelor de concentrare și valorificare a minereurilor, deci și a tehnicii preparării, așa cum se profilează astăzi, este o necesitate de prim ordin, care să permită prelucrarea economică și cu randamente bune a unor minereuri considerate înainte prea sărace și a unor minereuri greu preparabile.

Bibliografie

[1] P r ë, R. *Cuvîntare la deschiderea celui de-al VI-lea Congres de Preparare (Cannes).* Annales des Mines, ianuarie, 1966.

[2] A r b i t e r, N. *Milling Methods in the Americas.* New-York — London, Gordon & Breach, 1964.

[3] S a l a, M. *Caracterele istorice ale economiei substanțelor minerale.* Annales des Mines ianuarie, 1958.

[4] B l a n q u e t, P. și C a p i t a n t, R. *Analiza automată aplicată în instalațiile de preparare a minereurilor.* (Darea de seamă a reuniunii din 19.XI.1964 a secției de prepararea minereurilor). Revue de l'industrie minerale, mai, 1965.

ȘTIRI

— O societate americană studiează posibilitatea punerii în exploatare a zăcămintelor de cupru de la Cakmakkaya și Damar (Turcia) ale căror rezerve probate cu 1,2% Cu se ridică la 30 mil. tone și cele probabile la 10 mil. tone.

Printre zăcămintele mari cuprifere puse în evidență în ultimul timp menționăm zăcămîntul de la Hill Creek (Michigan — S.U.A) cu 9 mil. tone rezerve probate și 20 mil. tone rezerve probabile și conținutul mediu 1,5% Cu. În India s-au descoperit două zăcăminte noi, la Kalyali (10 mil. tone cu 0,7% Cu) și la Ingladhal (1 mil. tone cu 2% Cu). Prin efectuarea a circa 70 foraje, rezervele de minereu de cupru cunoscute în insula Bougainville (arhipelagul Solomon) s-au ridicat de la 90 la 200 mil. tone cu 0,63% Cu. În Peru în apropierea minei Toquepala, în zăcămîntul de la Cuajone prin efectuarea a 18 000 m foraje s-a conturat un volum total de rezerve de 600 mil. tone de minereu cu 1% Cu. Tot în Peru zăcămîntul de la Cerro-Verde conține circa 200 mil. tone minereu cu 2% Cu, iar cel de la Cerro de Pasco circa 150 mil. tone minereu cu 1,5% Cu din care 5 mil. tone cu 3% Cu.

— Mina de minereu de mercur de la Palawan (Turcia), care produce anual între 80 și 90 tone mercur, dispune de rezerve exploatabile apreciate la 822 000 tone cu un conținut de 1 305 g Hg/t.

În Surinam în zona Kabalebo a fost descoperit un nou zăcămînt de bauxită ale cărui rezerve sînt apreciate la 1 miliard de tone. Este în curs proiectarea pentru exploatarea acestui zăcămînt.

În ultimul timp au fost puse în evidență noi zăcăminte de fier dintre care citățm :

a. Două mari zăcăminte lîngă muntele Kudremukh (India) cu rezerve de circa 5 miliarde tone. Se prevede punerea în exploatare a zăcămîntului din zona Aroli care se întinde pe 6 km și aflorează pe 750 m. Rezervele probate însumează 1 miliard tone magnetită cu circa 40% Fe, pentru zona alterată a zăcămîntului.

b. În Mozambic în zonele Massamba, Machidua, Old Caldas Xavier, Txisita și Inhantipissa, s-au prospectat importante zăcăminte de minereu de fero-titan și ilmenit ale căror rezerve numai în afloriment se ridică la circa 29,3 mil. tone cu circa 50,4% Fe și 22—32,9% TiO_2, iar rezervele posibile se apreciază la 217 mil. tone.

În apropierea fluviului Lurio, la Muande rezervele probate pînă la 2,5 m de suprafață se ridică la 5,8 mil. tone și la 11,5 mil. tone pînă la 5 m. Rezervele se apreciază la circa 63 mil. tone cu un conținut de 50—53% Fe.

c. În Portugalia zăcămîntul de la Moncorvo cu rezerve de circa 685 mil. tone și un conținut de 30—40% Fe urmează a fi pus în exploatare de două concesiuni, una portugheză (305 mil. tone) și una (385 mil. tone) de un grup siderurgic cu capital german (60%), englez (25%), luxemburghez (10%) și francez (5%).

— În R.S.F. Iugoslavia, la Mackatica, s-a pus în evidență un zăcămînt de molibden cu 25 mil. tone minereu cu un conținut de 0,17% Mo.

— Printre zăcămintele noi de nichel puse în evidență, citățm zăcămintele de la Durkin (Australia) cu 2,2 mil. tone minereu sulfurat cu 2,53% Ni și 980 000 t minereu silicios cu 2,11% Ni și cele din Porto-Rico de la Mayaguez — Cabo Roya Maricao (81 mil. tone cu 0,88% Ni) și Guanajibo (13,6 mil. tone cu 1,25% Ni).

— În Peru prin prospectarea cu foraje s-a pus în evidență un zăcămînt de fosfat în deșertul Sechura cu 545 mil. tone minereu cu 9% P_2O_5. Proiectele prevăd punerea în exploatare cu o producție anuală de 1,8 — 2,7 mil. tone minereu.

Annales des mines, decembrie 1967.

— Mai mult de 70% din lucrările de exploatare din minele din Orange și Transval (Republica Sud Africană) se află între 1 500 și 3 800 m adîncime. Se execută proiecte pentru continuarea exploatării pînă la 5 000 m adîncime.

Comunicarea C—2 Al V-lea Congres internațional minier, Moscova, 1967.

— În S.U.A. se preconizează exploatarea prin gazeificare a unui zăcămînt de cărbuni cu strate foarte groase, dispuse între 300 și 700 m adîncime. Focarul urmează a fi creat printr-o explozie nucleară în zăcămînt. Două puțuri vor asigura alimentarea cu oxigen și respectiv colectarea gazelor rezultate din arderea incompletă.

Coal Age, septembrie 1967.

— În R. F. a Germaniei s-a pus la punct un nou aparat pentru indicarea și avertizarea în cazul lipsei de oxigen. Aparatul, care este menit să înlocuiască lampa cu benzină, se bazează pe proprietățile magnetice ale O_2 și este conceput pentru măsurarea în limitele de 16 pînă la 20% oxigen.

Glückauf, 26 octombrie 1967.

— În anul 1968 urmează să se pună în exploatare la Roosenekal (Republica Sud Africană) mina Mapoch cu o capacitate de 1 mil. t/an magnetită titaniferă.

— În statul Bahia (Brazilia) urmează să se construiască o uzină care va produce anual 20 000 t de bioxid de titan.

— În zona munților Dovre (Norvegia) va intra în exploatare un zăcămînt cu rezerve de circa 8 mil. tone de minereu complex. Din 400 000 t/an de minereu se vor produce 220 000 tone pirite sulfuroase, 14 500 t concentrate de cupru și 5 700 t concentrate de zinc.

— La sfîrșitul anului 1967 s-a pus în exploatare zăcămîntul de minereu de fier de la Savage River (Tasmania). Rezervele sînt estimate la 800 mil. tone hematită cu 40% Fe.

La sfîrșitul primului trimestru din anul 1968 se va realiza o producție de 660 000 t, urmînd ca în 1969 producția să se ridice la 2,4 mil. t.

După concasare și tratare magnetică, minereul este transportat hidraulic printr-o conductă cu diametrul de 22,5 cm pe o distanță de 83 km pînă la uzina de peletizare.

— Canada dispune de o treime din rezervele cunoscute de minereu de uraniu din statele capitaliste. Producția actuală de 4 000 t metal în conținut urmează a fi ridicată la 11 000 t/an în următorii cinci ani.

— În munții Pirinei (Franța) urmează să fie pus în exploatare un zăcămînt de scheelit, cu rezerve de 500 000 t și un conținut de 1,45% WO_3.

— La 25 km de exploatările de minereu de platină de la Rustenburg (Republica Sud Africană) s-a pus în evidență un nou zăcămînt din care urmează să se extragă începînd cu anul 1969 circa 100 000 uncii de platină pe an.

Mines et Métallurgie, decembrie 1967.

— În bazinul meridional al Mekongului (Laos) se execută prospecțiuni geologice asupra unor zăcăminte de minereu de fier și minereuri neferoase (regiunea Sala Kham) și zăcăminte de cărbune (regiunea Nam Lik). Un zăcămînt de minereu de fier este de asemenea în curs de explorare în apropiere de Nam Ngam unde este în construcție și o hidrocentrală.

— În Franța în apropiere de Mas Grimand s-a descoperit un zăcămînt de pechblendă și parapechblendă care se dezvoltă pe 200 m lungime și 100 m adîncime.

— În Anglia se prevede o reducere a producției de cărbune de la 174,7 mil. tone (anul 1966) la 152 mil. tone în 1970 și la 120 mil. tone în anul 1975. În acest interval ponderea cărbunelui din balanța totală energetică a Angliei va scădea de la 59% (1966) la 34% în anul 1975.

— Importurile de minereu în Japonia au crescut de la 14,9 mil. tone în anul 1960, la 45,9 mil. tone în anul 1966. Din totalul minereului folosit în industria japoneză în anul 1966 importul a reprezentat 97,7%, iar la cărbune cocsificabil 64%.

— Un zăcămînt de minereu de wolfram a fost descoperit în Extremul Orient în zona Oussourisk (U.R.S.S.). Combinatul care va cuprinde minele și uzina de îmbogățire este programat să intre parțial în producție în anul 1971.

— În districtul Canara statul Mysora (India) se dezvoltă un zăcămînt uriaș de magnetită cuarțoasă care se întinde pe aproape 100 km. Numai în zona Aroli unde s-au executat prospecțiuni detaliate s-a pus în evidență un zăcămînt care se dezvoltă pe o suprafață de 6 km lungime și 750 m grosime, cu un conținut de 30—42% fier care prin separare magnetică permite realizarea unui minereu cu un conținut de 63% fier.

— Pentru transportul cărbunelui într-o exploatare la zi din statul Indiana (S.U.A.) se folosesc remorci de aluminiu cu o capacitate de 118,5 m³.

— În exploatarea carboniferă la zi de la Moura (Australia) se utilizează o draglină tip Marion care extrage la o singură, cursă 195 tone. Draglina are 31,8 m lungime și 36 m lățime, iar săgeata atinge înălțimea de 82 m. Greutatea totală este de 6 600 tone și viteza de deplasare 240 m/h.

Mines et Métallurgie, ianuarie 1968.

— Din anul 1882 pînă în prezent din mina de la Kolar (India) s-au extras peste 800 tone aur. În prezent lucrările de exploatare se află la adîncime de circa 3 200 m de suprafață. La această adîncime temperatura rocilor este de 67,7°C. De remarcat că la adîncimi mai mari de 900 m nu se constată decît debite foarte reduse de apă.

— Mina de la Mosaboni (India) care exploatează minereu de cupru a fost pusă în exploatare în anul 1920, în prezent lucrările de exploatare au ajuns la circa 700 m adîncime.

— Pentru producerea a 940 t aur anual în Republica Sud Africană se extrag circa 112 mii tone (100 mil. tone metrice) de minereu.

— Din producția anuală de minereuri metalifere de circa 35 mil. tone a Suediei, circa 50% se extrage prin metoda cu subetaje și împușcare în masă.

— Ca urmare a concentrării din industria carboniferă din R.F. a Germaniei, numărul puțurilor de extracție s-a redus din anul 1955 pînă în anul 1965 de la 56 la 25, ajungîndu-se la o producție medie de 6 524 t/zi și puț de extracție.

Mines, nr. 180, 1968

CRONICĂ

Federația mondială a organizațiilor de ingineri

În Palatul UNESCO, de la Paris, s-au desfășurat între 4 și 7 martie 1968 lucrările Conferinței de constituire și prima Adunare generală a Federației Mondiale a Organizațiilor de Ingineri (FMOI).

O activitate pregătitoare, de peste doi ani, cu sprijinul Departamentului pentru studii, cercetare și formare a cadrelor din UNESCO, a permis delegațiilor celor 61 organizații naționale și 5 organizații regionale de ingineri care au participat * să pună bazele Federației.

Federația are drept scop să contribuie la progresul profesiunii de inginer în interesul general și să exprime punctul de vedere în chestiuni în care o poziție colectivă este posibilă.

Ea își propune să încurajeze schimbul de informații și să înlesnească cooperarea organizațiilor de ingineri atît între ele, cît și cu organizațiile din ale domenii cu care organizațiile inginerești au contingență.

Pentru a atinge aceste obiective, federația va organiza reuniuni, va încuraja activitatea organizațiilor naționale și regionale inginerești, va facilita schimbul de informații între ele, va studia proiecte speciale privind probleme care interesează asociațiile membre și va favoriza cooperarea cu organizații guvernamentale și neguvernamentale.

După adoptarea statutului provizoriu, Adunarea generală a examinat unele probleme de interes general care să stea la baza programului viitor de activitate.

Un loc central l-a ocupat problema formării și perfecționării profesionale a inginerilor. A reieșit că activitatea desfășurată în acest domeniu în diferite țări și pe plan regional constituie premise valoroase pentru cunoașterea și înțelegerea reciprocă a metodelor, a nivelelor de formare și de calificare.

Un comitet de experți urmează a se constitui în vederea studierii și valorificării experienței existente atît la organizațiile naționale și regionale de ingineri, cît și la unele organizații internaționale specializate.

Studiul va cuprinde și zona încă insuficient studiată a preocupărilor pentru pregătirea tehnicienilor, pornind chiar de la definirea exactă a sferei noțiunii de tehnician, a atribuțiilor ce le revin în diferite țări, astfel încît aportul lor în producție să fie cît mai eficient.

Au fost examinate implicațiile creșterii vertiginoase a volumului de literatură tehnică asupra metodologiei de cercetare și valorificare a documentării.

Un comitet de experți va fi chemat să studieze posibilitățile de coordonare a activității de documentare din țările care folosesc în acest scop calculatoarele, în vederea universalizării schimburilor, ținînd totodată seama de cerințele cadrelor tehnice din țările nedotate încă cu aparatură modernă.

Pentru a răspunde cît mai bine sarcinii sociale ce revine inginerilor în dezvoltarea economiei fiecărei țări în pas cu tehnica modernă, s-a propus ca, în programul de activitate al FMOI, să fie cuprinsă și preocuparea pentru căile privind utilizarea operativă în practica inginerească a rezultatelor cercetării științifice.

Printre organizațiile inginerești care au constituit FMOI este și Consiliul Național al Inginerilor și Tenhnicienilor din R. S. România care a participat printr-o delegație formată din dr. ing. Oliviu Rusu, vicepreședinte al C.N.I.T. și ing. Alexandru Teodoru, membru al C.N.I.T.

Numeroase propuneri ale Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor, exprimate în aceste probleme, în cadrul dezbaterilor, au obținut consensul delegațiilor prezente, ceea ce a deteminat includerea lor în statutul și rezoluțiile corespunzătoare ale conferinței.

A fost ales Comitetul Executiv al FMOI sub conducerea dr. Eric Choisy, eminent inginer elvețian. Viitoarea Adunare generală va avea loc în octombrie 1969 la Beirut (Liban).

* FEANI (Federația europeană a asociațiilor naționale de ingineri), UPADI (Uniunea Panamericană de ingineri): CEC (Conferința asociațiilor de ingineri din Commonwealth); EUSEC Conferința societăților de ingineri din Europa Occidentală și S.U.A.) Federația inginerilor arabi.

OBSZAKI KÖNYVTÁR 1883

MAȘINI DE EXTRACȚIE CU MULTICABLU

SSSR·MOSHVA

MACHINOEXPORT

MACHINOEXPORT

ECONOMICITATE-SIGURANȚĂ ÎN EXPLOATARE-GABARIT REDUS

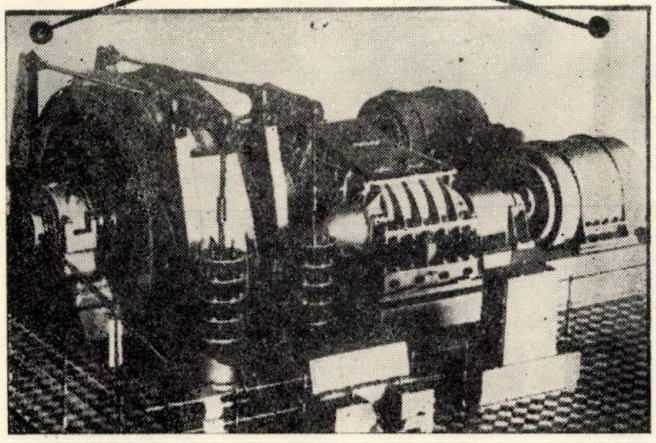
— **pentru echiparea instalațiilor de extracție verticală în minele de cărbuni și minereuri;**
— **pentru extracția substanțelor utile și steril;**
— **pentru transportul personalului, a materialelor auxiliare și utilajului;**
— **pentru revizia și controlul puțurilor.**

Mașinile de extracție cu multicablu se construiesc pentru orice capacitate, de la 3 la 50 tone și orice adîncime, (pînă la 1600 m) cu viteza de extracție pînă la 60 m/s. Mașina poate fi în execuție dreapta sau stînga, motor asincron cu reductor sau motor cu turație mică, fără reductor. Complexul electromotorului și aparaturii permite asigurarea oricărui regim de lucru a instalației de extracție — automat, cu comandă de la distanță, de la rampa superioară de primire și comandă de mînă din sala de mașini.

Mașinile de extracție de fabricație sovietică asigură securitatea muncii, au gabarit și greutate redusă, consum specific redus de energie electrică și se deosebesc prin construcție sigură și eficacitate economcă.

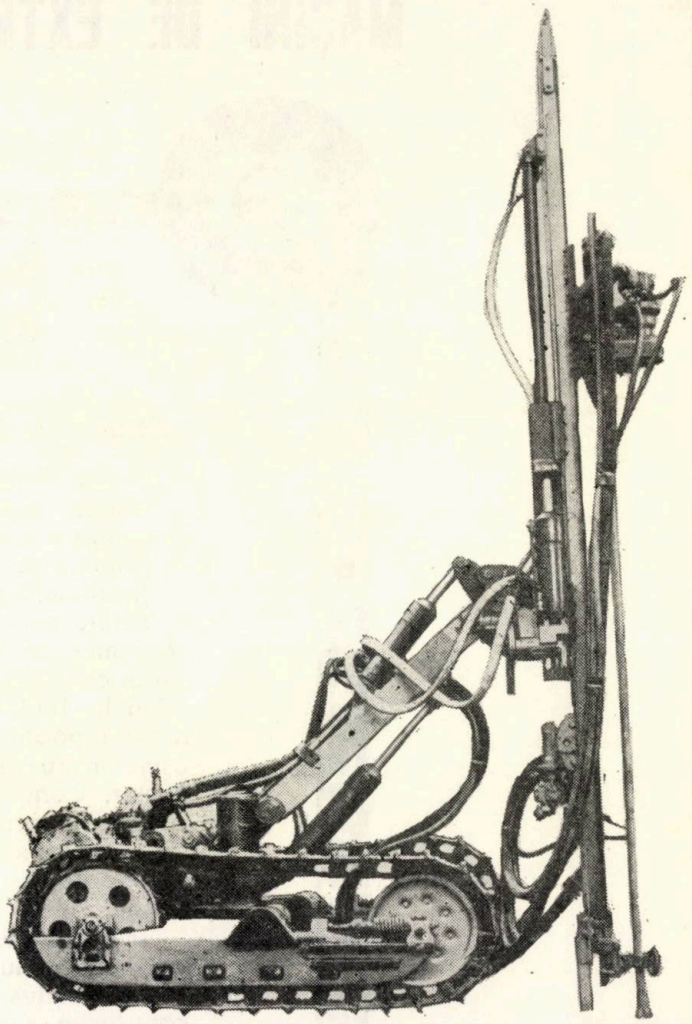
Rugăm a adresa cererile de oferte pe adresa:

B/O МАШИНОЭКСПОРТ, СССР,
Москва, В-330 Телекс 170



MK

ROC 600 îmbină o capacitate înaltă de forare cu o mobilitate extraordinară



ROC 600 este o instalaţie de foraj autopropulsată pe şenile.

ROC 600 este prevăzută cu un perforator cu rotaţie reversibilă automată pentru forat în stîncă şi cu un suport automat pentru orientarea burghiului.

ROC 600 este proiectat şi pentru foraj în cariere în poziţie orizontală, înclinată sau verticală, pentru deschideri de mine şi pentru lucrări speciale, unde se cere un volum mare de rocă excavată.

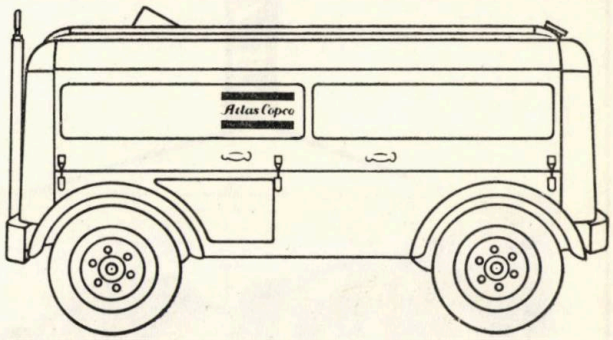
ATLAS COPCO produce, de asemenea, echipament mobil pentru forat în condiţii grele, perforatoare de rocă, foreze din oţeluri speciale etc.

ATLAS COPCO produce o gamă largă de compresoare mobile. Desenul alăturat reprezintă compresorul elicoidal PR — 600, sursă ideală de putere pentru instalaţia de foraj ROC 600.

Cereţi informaţii folosind cuponul alăturat, încercuind pătratul corespunzător utilajului care vă interesează precum şi pătratul corespunzător limbii în care doriţi să primiţi informaţiile necesare. De asemenea, completaţi adresa şi denumirea întreprinderii şi expediaţi cuponul către :

ATLAS COPCO — AB — Stockholm 1 — SUEDIA

Atlas Copco



☐ lb. engleză ☐ lb. franceză ☐ lb. germană

☐ Trimiteţi informaţii complete pentru ROC 600

☐ Trimiteţi informaţii complete pentru compresorul mobil

Denumirea întreprinderii _____

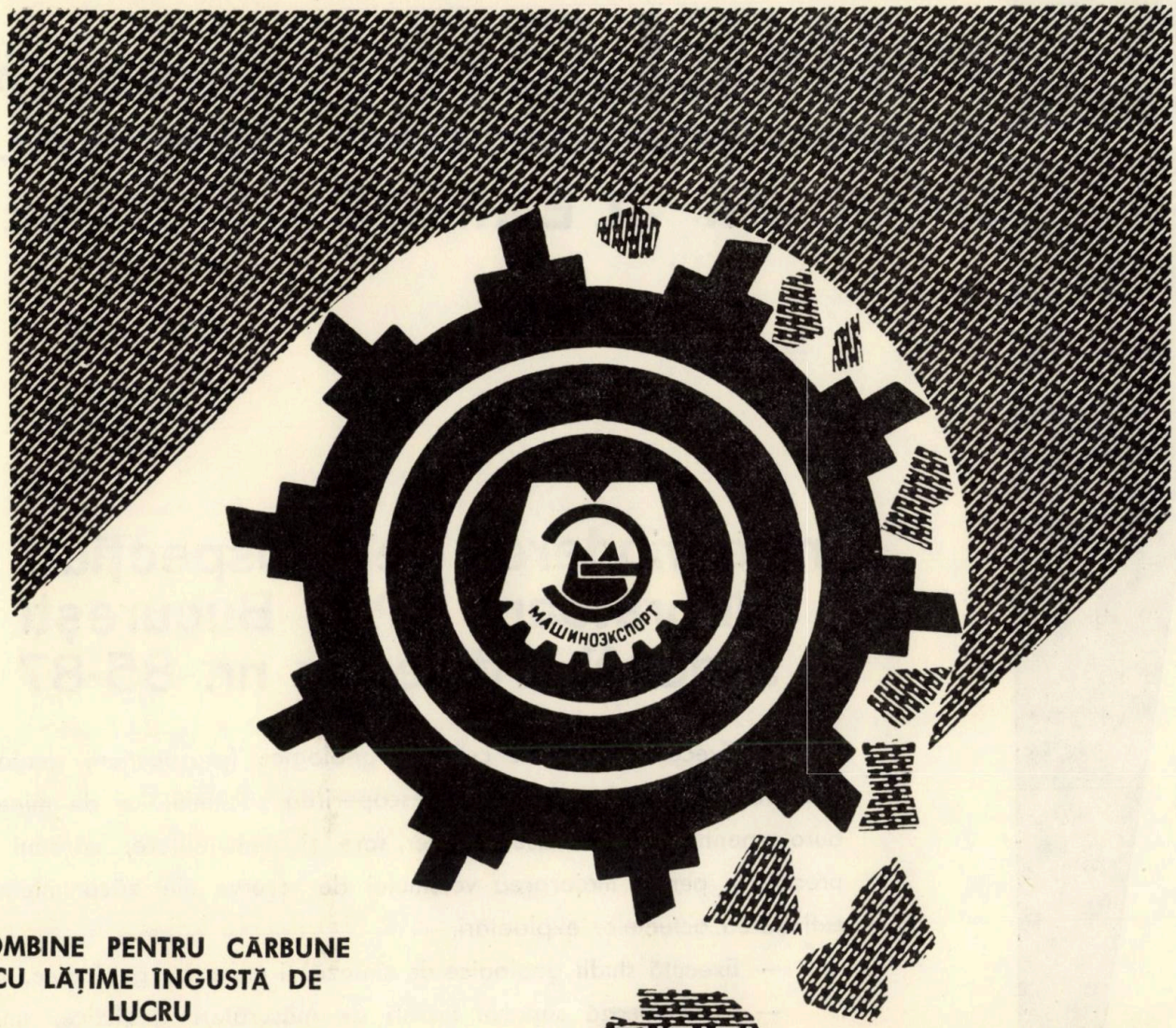
_____

Adresa întreprinderii _____

_____

_____

5/68



COMBINE PENTRU CĂRBUNE CU LĂȚIME ÎNGUSTĂ DE LUCRU

sînt cele mai eficiente mijloace de mecanizare a producției de cărbune din subteran

COMBINA PENTRU CĂRBUNE 2K52

— este destinată mecanizării extragerii cărbunilor tari din stratele cu înclinare mică și grosime de 1,1—2,0 m ;

— lucrează de pe rama transportorului șerpuitor potrivit schemei de suveică ;

— are organul de execuție în formă de șnec, care se reglează potrivit grosimii stratului, fără oprirea mașinii;

— lucrează cu succes atît în complexul cu susținere individuală, cît și cu susținere mecanizată.

COMBINA PENTRU CĂRBUNE KȘIK

— este destinată mecanizării producției de cărbune din stratele cu înclinare mică cu grosime de 1,4—3,0 m ;

— este prevăzută cu organ de execuție în formă de șnec, reglabil, potrivit grosimii stratului ;

— asigură extragerea mecanizată a nișelor de la capetele abatajelor frontale.

COMBINA PENTRU CĂRBUNE IK101

— este destinată mecanizării extragerii cărbunelui din abatajele stratelor cu înclinare mică în grosime de 0,75—1,2 m ;

— asigură reglarea lină, potrivit grosimii stratului și comanda în mers, potrivit hipsometriei,

COMBINE PENTRU CĂRBUNE TEMP (UKRIK) și KOMSOMOLET

— sînt destinate mecanizării tăierii cărbunelui de orice tărie în abatajele frontale din stratele cu înclinare mare (45—90°) în grosime de 0,43—2,2 m ;

— se construiesc cu acționare electrică și pneumatică ;

— se completează cu utilaj pentru mecanizarea operațiilor principale și ajutătoare.

Rugăm a adresa cererile de oferte pe adresa :

В/О МАШИНОЭКСПОРТ, СССР,
Москва, В-330 Телекс 170

MOSKVA
MACHINOEXPORT
44-46-13 170
MOSKVA G-200
MACHINOEXPORT

MINISTERUL MINELOR

DIRECȚIA GENERALĂ DE PROSPECȚIUNI ȘI EXPLORĂRI MINIERE

Întreprinderea de prospecțiuni și laboratoare I.P.L. București B-dul N. Titulescu nr. 85-87

— Execută lucrări de cercetări geologice (prospecțiuni geologice, geofizice și geochimice) pentru descoperirea zăcămintelor de minereuri auro-argentifere, neferoase, de fier, sare și nemetalifere, cărbuni etc., precum și pentru majorarea volumului de rezerve ale zăcămintelor în extinderea actualelor exploatări.

— Execută studii geologice de sinteză și expertize geologice.

— Contractează separat lucrări de măsurători geofizice, analize chimice, mineralogice și spectrografice, studii hidrogeologice, ridicări topo și triangulații.

— Execută asistență geologică pe bază de contracte cu beneficiarii executanți de lucrări geologice.

— Execută lucrări de explorare prin foraje de adîncime medie geologice și hidrogeologice), precum și prin lucrări miniere de suprafață și în subteran (șanțuri, puțuri, galerii, suitori și lucrări speciale).

Execută lucrări de construcții miniere, pe baza proiectelor puse la dispoziție de beneficiari.

— Activitatea întreprinderii **se extinde în toate regiunile țării și în străinătate,** pe bază de convenții sau contracte încheiate cu părțile interesate.

Pentru realizarea obiectivelor urmărite, întreprinderea este dotată cu laboratoare de analize chimice, mineralogice, spectrografice și constante fizice, sectoare de prospecțiuni geologice, geofizice (carotaj electric și radioactiv, măsurători de deviație, cavernometrie, termometrie, electrometrie și magnetism), geochimie, hidrogeologie, topografie și cartografie, precum și utilajele necesare executării lucrărilor de explorare.

R E V I S T A M I N E L O R
ANUL XIX Nr. 5 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Добре, Г. и Силаш И. *Оптимизация транспорта полезных минеральных ископаемых разрабатываемых открытым способом.*

Рассматривается вопрос использования математических методов линейного программирования для оптимального транспорта полезных ископаемых разрабатываемых открытым способам.

Добреску, Л. *Статистический контроль работы обогатительных установок для полезных ископаемых.*

Излагается статистический метод, приводятся математические формулы для контроля обогатительных установок для полезных ископаемых (выход по весу и вывод полезного ископаемого) и приводятся также примеры расчетов.

Павелеску, Л. и Ене, И. *Вклад в изучение некоторых диабазов гор Бихор, Кодру-Мома и Дроча.*

В статье дается описание геологических соотношений, при которых появляется ряд вулканических основных пород гор Бихор, Кодру-Мома и Дроча, их петрографическое описание, а также петрохимическая интерпретация, основанная на десяти новых химических анализах.

Прутяну Маргарита. *Вклад в распознавание редких и дисперсных элементов, содержащихся в угле Валя Жиулуй.*

В результате исследований, произведенных на основе проб угля, отобранных в эксплуатируемых пластах, указывается содержание металлов и редких дисперсных элементов находящихся в этих углях.

Лудманн, Т. и др. *Расчет запасов полезных ископаемых с помощью аналоговой электронной вычислительной машины.*

В статье даются общие понятия относительно электронных вычислительных машин и о возможности их применения в горном деле для расчетов запасов.

Илие, П. и Булиган, М. *Гидрофилизация баритных концентратов используьмых для утяжеления бурового раствора.*

Излагается процесс гидрофилизации баритных растворов, используемых для утяжеления бурового раствора в целях замены операции кальцинирования.

ЗАМЕТКИ

Лэзэреску, И. *Перспективы и тенденции в технике обогащения руд.*

Излагаются перспективы развития горного дела, в общих чертах, а также отдела обогащения руд в условиях общего развития техники и промышленности.

СООБШЕИНЯ

INHALT

Dobre, Gh. und Silaş, I. *Die Optimierung des Transportes der Erze die durch Tagebau gefördert werden.*

Die Arbeit behandelt das Problem der Anwendung der mathematischen liniaren Anwendnungsmethoden für die optimierung des Tansportes der Mineralien die durch Tagebau gefordert werden.

Dobrescu, L. *Statistische Kontrolle des Betriebes der Aufbereitungsanlagen für nutzbare Mineralien.*

Im Aufsatz wird das statistische Verfahren dargelegt; es werden mathematische Formeln zur Kontrolle der Aufbereitungsanlagen für nutzbare Mineralien (das Gewichtsausbringen und das Ausbringen an nutzbaren Substanzen), sowie auch Rechenbeispiele angeführt.

Pavelescu, L. und Ene I. *Beiträge zum Studium einiger Diabasen aus dem Biho, Codru-Moaa und Dorceagebirge.*

Der Aufsatz enthält die Beschreibung der geologischen Verhältnisse, unterwelchen eine Reihe von basischen Eruptivgesteinen im Bihor, Codru-Moma und Droceagebirge auftreten, ihre petrologische Beschreibung und petrochemische Auslegung, auf Grund von 10 neue chemischen Analysen.

Pruteanu Margarita. *Beiträge zur Kenntnis der seltenen und zerstreuten Elemente, die in den jiutaler Kohlen enthalten sind.*

Auf Grund der mit Kohlenproben, die aus den im Abbau befindlichen Flözen entnommen wurden, durchgeführten Forschungen wird der Gehalt an Metall, an seltenen und zerstreuten Elementen in denselben dargelegt.

Ludmann, T. und andere. *Berechnung der Vorräte an nutzbaren Mineralien mittels eines elektronischen Analogrechners.*

Es werden allgemeine Begriffe über elektronische Rechner und ihre Anwendungsmöglichkeit im Bergbauwesen beim Berechnen der Vorräte dargelegt.

Ilie, P. und Buligan, M. *Hydrophilisierung der Barythidratkonzentrate, die zur Beschwerung der Bohrspülung angewendet wird.*

Es wird das Verfahren der Hydrophilisierung der Barythydratkonzentrate, die zur Wichteerhöhung der Bohrspülung dienen, an Stelle der Kalzinierung dieser Konzentrate, dargelegt.

Notizen

Lăzărescu, I. *Perspektiven und Bestrebungen in der Erzufbereitungstechniz.*

Es werden die Perspektiven der Entwicklung im allgemeinen sowie des Erzaufbereitungssektors im Rahmen der allgemeinen Entwicklung der Technik und Industrie beschrieben

---

Nachrichten

SOMMAIRE

Dobre, Gh. et Silaşi, I. *Optimisation du transport substances mineralles utiles exploiées à ciel ouvert*

Dans cet article est traité le problème de l'application des méthodes mathématiques de programmation linéaire pour l'optimisation du transport des substances minérales utiles exploitées.

Dobrescu, L. *Le contrôle statistique du fonctionnement des installations pour la préparation mécanique des substance minérales utiles*

On expose la méthode statistique et l'on présente les relations mathématiques servant au contrôle des installations pour la préparation des substances minérales (rendement. pondéral et rendement en utile), suivies d'exemples de calcul

---

Pavelescu, L. et Ene, I. *Contributions à l'étude de cer taines diabases des montagnes de Bihor, Codru-Moma et Drocea*

L'article renferme la description des relations géologiques dans lesquelles aparaît une série de roches éruptives basiques des montagnes de Bihor, Codru-Moma et Drocea, leurs composition pétrographique et interprétation pétrochimique à la suite des résultats d'analyse de dix nouveaux échantillons.

Pruteanu Margarita. *Contributions au décèlement des éléments rares et diffus contenus dans les charbons de Valea Jiului.*

A la suite des recherches effectuées sur des échantillons de charbon prélevés dans les couches en explotation courante, on indique la teneur en métaux et éléments rares et diffus y contenus.

Ludman, T. et autres *Le calcul des réserves de substances minérales utiles á l'aide des calculatrices électroniques analogues.*

L'article renseigne sur les notions générales concenarnt les calculatrices électroniques, indiquant les possibilités de leur utilisation au calcul des réserves dans l'industrie minière.

Ilie, P. et Buligan, M. *L'hydrophilisation des concentrés de barytine employés à l'alourdissement des boues de forage.*

Est présenté le procédé d'hydrophilisation des concentré-de barytine utilisés à l'alourdissement des boues de forage, opération pouvant remplacer la calcination de ces concentrés.

NOTES

Lăzărescu, I. *Perspectives et tendances concernant la technique de la préparation des minerais*

Sont indiquées les perspectives du développement de l'industrie minière en général et de la preparation des minerais en particulier, dans le cadre de l'essor actuel de la technique et de l'industrie.

Echos

CONTENTS

Dobre, Gh. and Silaş, I. *Programming optimum method of transport for useful mineral substances worked by opencast methods.*

The study treats the problem of using the mathematical linear programming for optimum solution on transport of useful mineral substances worked by opencast methods.

Dobrescu, L. *Statistical control of the working of dressing equipment for useful minerals.*

The paper describes the statistical method and prezents the mathematical formulae to control dressing equipment for useful minerals (recovery by weight and of useful substance). Calculation exemples are also given.

Pavelescu, L. and Ene, I. *Contributions to the study of some diabases from the Bihor, Codru-Moma and Drocea mountains.*

The paper gives a description of the geological relationships in wchih,appear a number of basic igneous rocks in the Bihor Codru-Moma and Drocea mountains, the petrographie description and their petrochemical interpretation, based on ten new analysis.

Pruteanu Margarita. *Contributions towards identifying rare and dispersse elements found in the Jiu Valley bituminous coals.*

Based on analysis carried out on coal samples taken from seams worked, the paper points out the content of metals as well as rare and disperse elements found in them.

Ludman, T. et. al. *The calculation of useful mineral reserves using an analogous computer.*

The paper puts forth general information on computers and how to use them in mining for reserves calculations

---

NOTES

Lăzărescu, I. *Perspectives and tendencies in ore dressing technology*

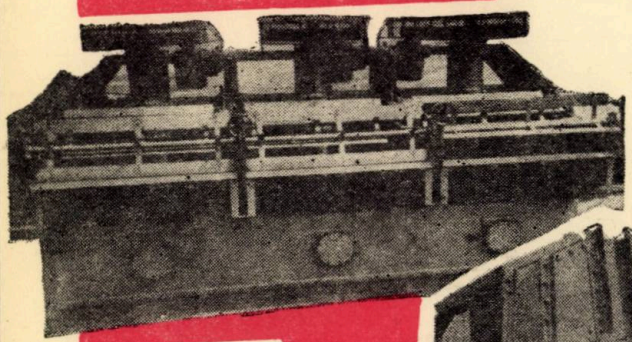
The paper points out the perspectives of mining development in general and that of ore dressing in the context of general development of technology and industry

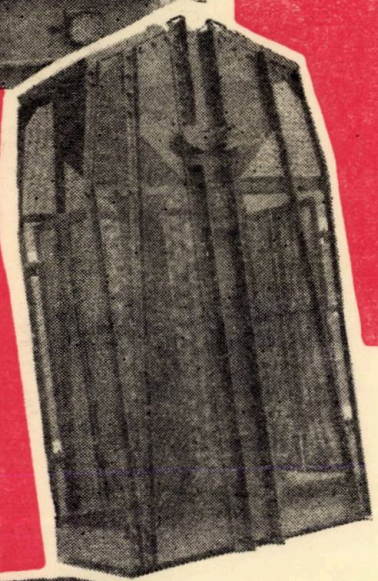
---

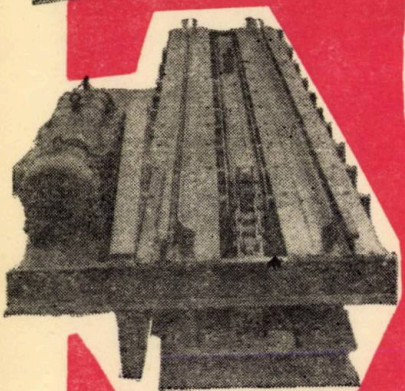
News

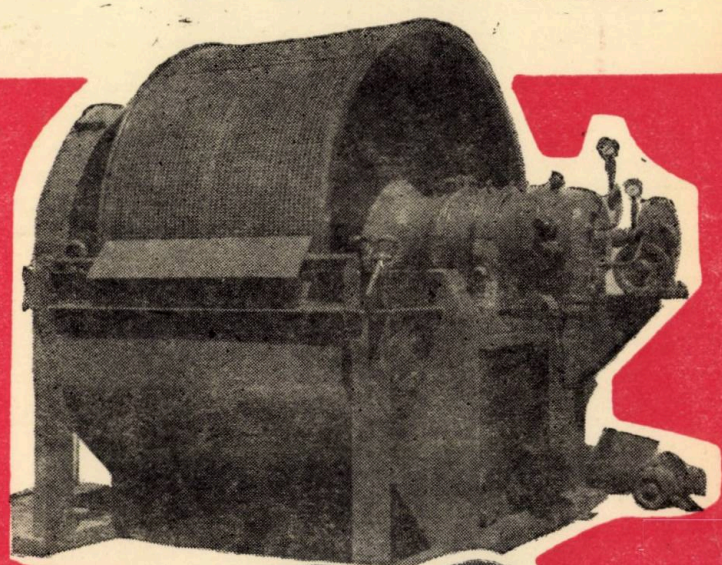
ORSZÁGOS SZÉCHÉNYI KÖNYVTÁR 1883

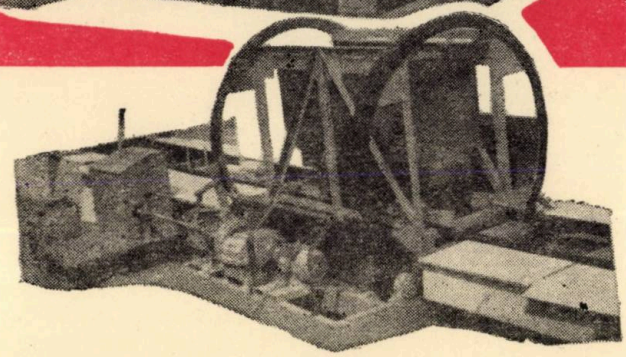
UZINA MECANICĂ DE MAȘINI ȘI UTILAJ MINIER BAIA MARE

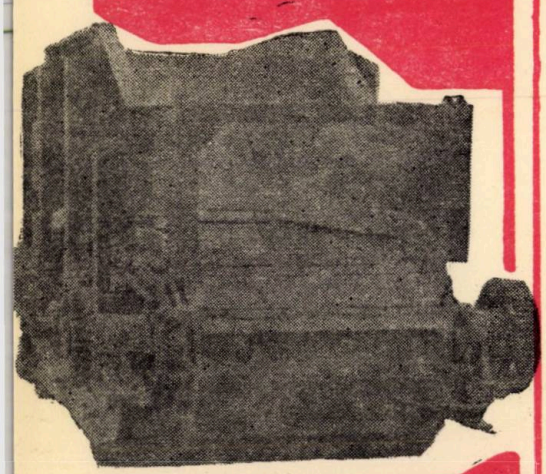












Produce

— **Filtru vid de 5 m²**, folosit la prepararea pe cale umedă a minereurilor neferoase, se execută în două variante: de 5 m² și 10 m², suprafață de filtrare;

— **Culbutor rotativ electric semiautomat** utilizat la descărcarea vagonetelor de mină, se execută în trei variante în funcție de dimensiunile vagonetului și locul de lucru;

— **Colivie de extracție tip AC**, executată în 17 variante, în funcție de secțiunea puțului de mină pe care se face transportul;

— **Ciur tip IPROMET** pentru sortarea mecanică prin ciuruire a minereurilor feroase și neferoase, precum și a pietrei în carierele de piatră;

— **Lanț de apropiere** pentru apropierea vagoneților în jurul rampei puțului de extracție a minelor;

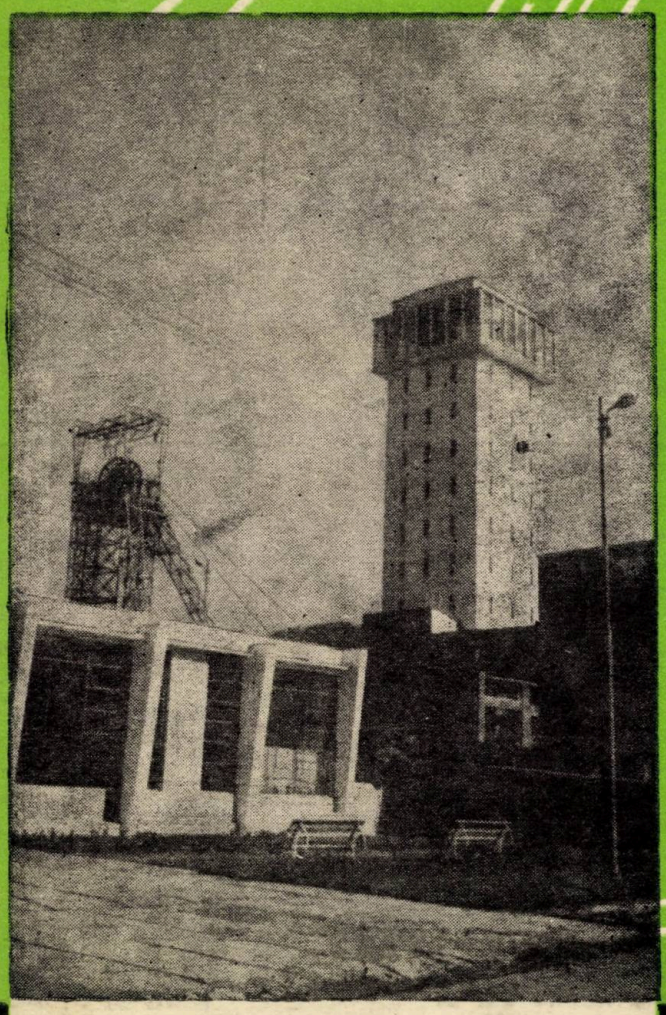
— **Alimentator cu plăci metalice**, folosit la dozarea minereului sub buncăre;

— **Celulă flotare 2,8 m²**, folosit la concentrarea minereurilor neferoase prin procedeul de flotare.

UZINA MECANICĂ DE MAȘINI ȘI UTILAJ MINIER BAIA MARE, str. Baia Sprie nr. 170

COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

1968 JUL 17



E 1433

6

VOLUMUL XIX

1968

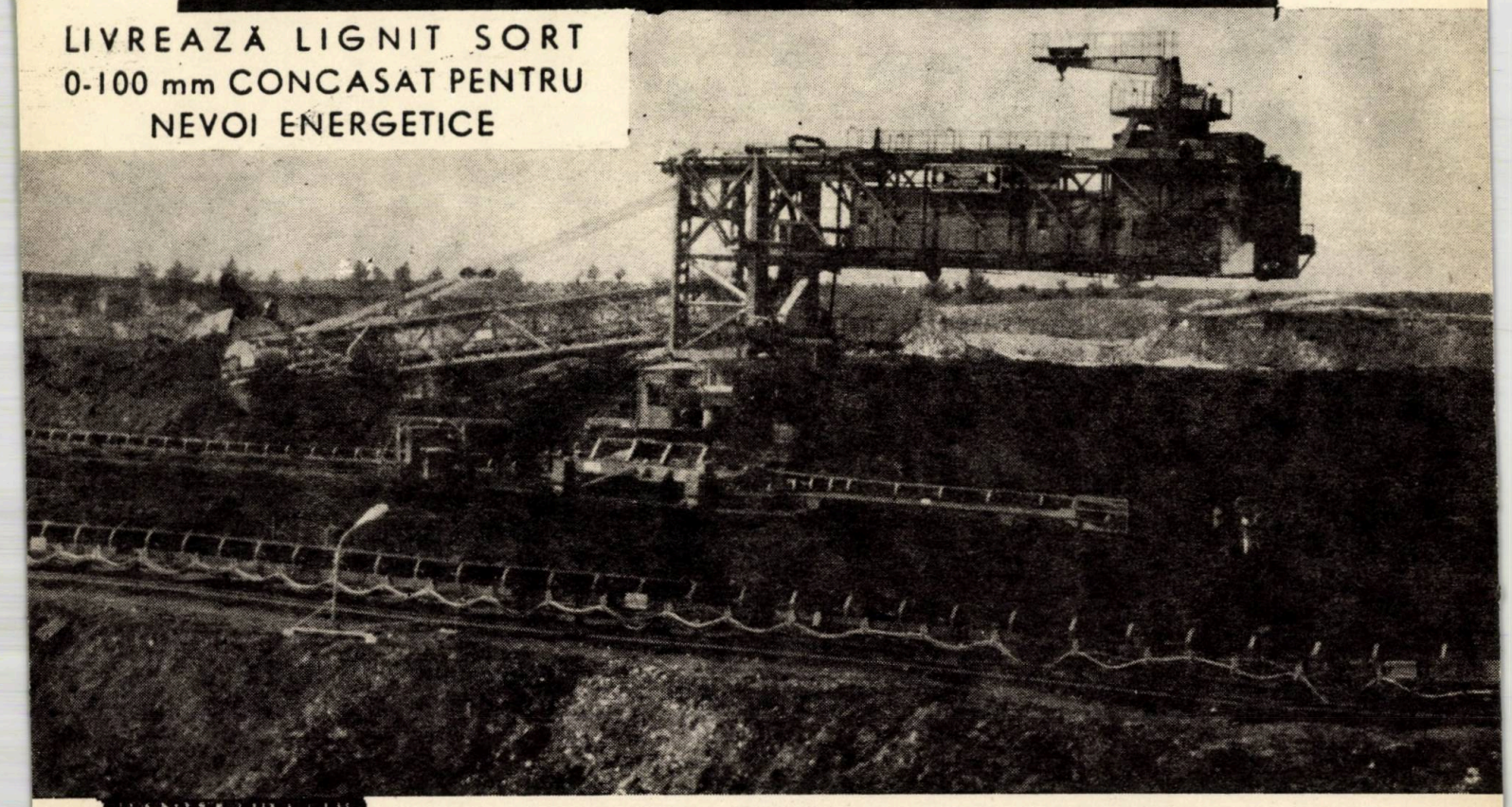
IUNIE

REVISTA MINELOR

INTREPRINDEREA MINIERĂ

Rovinari

LIVREAZĂ LIGNIT SORT
0-100 mm CONCASAT PENTRU
NEVOI ENERGETICE



Cariera Cicani, excavator cu rotor in lucru.

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 6 1968

Cuprinsul

Marian, I. şi Iliaş, N.	**Alegerea combinelor pentru abataje cu front lung. . .**	209—217
Coculescu, M., Bitir, P. şi Ghiţă, C.	**Cercetări privind calculul debitului de aer în funcţie de factorul praf la lucrările miniere în fund de sac. . .**	218—222
Docsănescu, C. şi Niţescu, Tr.	**Studiul comparativ privind utilajele de transport cu cupă. . . . . .**	223—230
Dobrescu, L. şi Dobrescu Valeria	**Flotaţia ionică — o nouă metodă pentru extragerea metalelor din soluţii diluate . . . . . .**	231—238
Lăzărescu, I. şi Beiniceanu, C.	**Rolul aurului şi evoluţia lui în domeniul economic. . . .**	239—246

ŞTIRI

RECENZII

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE: dr. ing. VLAD PETRE.

REVISTA MINELOR
ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA
ANUL XIX Nr. 6 1968

Alegerea combinelor pentru abataje cu front lung*

Dr. ing. I. MARIAN şi dr. ing. N. ILIAŞ

Alegerea combinelor de abataj este o problemă deosebit de complexă. Prin alegerea unei combine, corespunzător anumitor condiţii concrete de zăcămînt, se urmăreşte a se obţine în final un preţ de cost cît mai redus al substanţei minerale extrase, productivitate cît mai mare a muncii, grad cît mai ridicat al securităţii muncii, sortiment de cărbune extras cît mai corespunzător cerinţelor beneficiarului, coeficient cît mai ridicat de exploatare raţională a maşinii. În vederea realizării acestor obiective, este necesar a se cunoaşte cît mai aprofundat, în primul rînd condiţiile de zăcămînt, apoi condiţiile tehnico-organizatorice în care se va desfăşura procesul tehnologic, construcţiile de combine moderne cu cîmpul lor de utilizare şi, pe cît posibil, rezultatele încercărilor şi exploatării lor în practică. Metoda de exploatare şi utilajele cu care combina va lucra în complex în abataj nu trebuie luate ca elemente iniţiale date, ci ca elemente ce se condiţionează reciproc cu tipul combinei.

Problema alegerii corecte a combinelor, prin însăşi marea diversitate şi evoluţia rapidă a lor, este în permanenţă de actualitate. În plus, importanţa acestei probleme pentru ţara noastră este suscitată de varietatea mare a condiţiilor de zăcămînt, de extinderea vertiginoasă a mecanizării ca imperativ a marilor sarcini de plan ce stau în faţa industriei carbonifere, precum şi de experienţa încă insuficient acumulată în acest domeniu.

De alegerea corectă a combinei, care reprezintă primul şi cel mai important utilaj în fluxul tehnologic subteran de extragere, depinde, în principal, eficienţa întregii mecanizări din abataj şi chiar a transportului pe galeriile de pregătire.

Varietatea mare a condiţiilor de zăcămînt şi a construcţiilor de combine face ca această problemă să fie deosebit de complexă şi greu de rezolvat.

Condiţiile principale care se cer unei combine bine alească pentru condiţiile în care urmează să lucreze sînt: să corespundă din punct de vedere tehnico-funcţional şi să aibă putere instalată suficient de mare, corespunzător productivităţii.

I. Analiza factorilor principali de care depinde alegerea combinelor pentru abataje cu front lung

Factorii naturali principali de care trebuie să se ţină seama la alegerea combinelor pentru abataje cu front lung sînt următorii:

— înclinarea stratului;
— grosimea stratului şi variaţiile ei;
— caracteristicile cărbunelui şi felul cum se prezintă depozitat în strat (tărie, stratificaţie, clivaj, friabilitate, tendinţă de umflare, tendinţă de autodislocare în blocuri din front etc);
— structura stratului (existenţa intercalaţiilor şi felul acestora şi existenţa incluziunilor tari şi frecvenţa presupusă a întîlnirii lor de către organul executor);
— stabilitatea şi tăria rocilor înconjurătoare (culcuş şi acoperiş);
— ondulaţia culcuşului stratului, existenţa faliilor şi a altor dislocări.

În afara factorilor naturali enumeraţi mai sus, este absolut necesar să se ţină seama şi de

* Articolul a intrat în redacţie în luna februarie 1968.

granulometria cărbunelui cerută de beneficiar și de corelarea combinei cu celelalte utilaje principale din abataj (susținere și transportor), cu care urmează să se lucreze în complex.

1. *Înclinarea stratului*

Împărțirea stratelor în funcție de înclinarea lor are un caracter convențional, ceea ce rezultă din clasificarea care se folosește în prezent în diferite țări.

Dacă stratele de cărbune le-am analiza în funcție de mijloacele de transport aplicate în abataje, atunci le-am putea clasifica în felul următor: de înclinare mică cu transport mecanizat, de înclinare medie cu transportul prin greutate proprie pe jgheaburi, de înclinare mare cu transport prin greutate proprie pe culcușul stratului.

În prezent în legătură cu aplicarea largă, în multe bazine carbonifere, a jgheaburilor emailate în care caz tehnologia executării lucrărilor în strate cu înclinare de la 20—25° nu se deosebește esențial de tehnologia în strate cu înclinare mai mare de 25°, este rațional ca stratele de cărbune cu înclinarea de 20—25°, să fie incluse de asemenea în categoria celor de înclinare medie.

Evident în abatajele din strate de înclinare medie și mare, combinele vor fi lipsite de organe de încărcare, în schimb apare necesitatea folosirii troliului de siguranță.

Așa după cum arată experiența, unghiul de înclinare, mai ales dacă rămîne constant, nu ridică probleme deosebite în alegerea combinelor, practic putîndu-se aplica în strate cu orice unghi de înclinare. În acest caz este suficient doar a cunoaște care tipuri de combine sînt destinate pentru a lucra la înclinarea respectivă.

Subliniem însă că pentru construcțiile de mașini și tipurile de susținere existente în prezent, cele mai bune rezultate se obțin pentru înclinări cuprinse între 0° și 20°. De fapt pentru înclinări mici sînt construite cele mai multe combine.

2. *Grosimea stratului și variațiile ei*

În caracteristicile tehnice ale combinelor se dau întotdeauna și înălțimile de tăiere, domeniul lor de variație, care ne orientează în alegere. Cînd stratul care se extrage pe toată grosimea deodată are variații în grosime, este absolut necesar ca organul executor să fie reglabil pe înălțime, permițînd variația înălțimii de tăiere, chiar în timpul lucrului, pentru a se putea înscrie în variațiile de grosime. Exemplu de tipuri de astfel de combine cu două tobe tăietoare, la care cel puțin toba tăietoare superioară are reglare mare pe înălțime sînt tipurile: 1K-52, 1K-52Ș, 2K-52, 4K-52, KȘ, K 101, EDW-L, EDW-200, EHW—100G, SA-16, KVB-4, KVB-3RD, KSVA-80 etc. Această condiție este îndeplinită și de combinele cu o singură tobă tăietoare care are reglare mare pe înălțime și taie pe toată grosimea stratului din două curse, cum sînt tipurile: EW-L, KVH, KKV-3, BJD-150 maxamatic, AB-16 reglabil etc.

În general, chiar dacă stratul nu are variații de grosime în lungul abatajului, combina se recomandă să aibă posibilități cît mai mari de reglare a înălțimii de tăiere, deoarece la una și aceeași mină există aproape întotdeauna diferențe de grosime între diferitele strate și chiar între panourile aceluiași strat. Înălțimea de tăiere poate să nu fie reglabilă și să fie mai mică decît grosimea stratului, cum este cazul combinelor cu o singură tobă tăietoare nereglabilă, numai cînd cărbunele de la acoperiș se desprinde ușor și cade singur în urma combinei. În cazul cînd cărbunele are structură xiloidală, se desprinde greu de la acoperiș și nu cade singur în urma combinei, este absolut necesar ca înălțimea maximă de tăiere a combinei să nu fie mai mică decît grosimea stratului.

3. *Ondulația culcușului stratului și existența faliilor*

Ondulațiile și faliile aduc de obicei greutăți însemnate în folosirea combinelor de abataj. Existența unui mare număr de dislocări răspîndite pe toată lungimea abatajului poate să reducă considerabil efectul mecanizării sau să fie chiar imposibilă folosirea ei.

Cînd vatra este ondulată este necesar ca dispozitivele prin intermediul cărora corpul combinei se sprijină pe transportor sau pe vatră să permită înscrierea acesteea în ondulațiile vetrei. Corpul combinei se înscrie mai ușor dacă nu face contact cu întreaga suprafață inferioară a lui cu transportorul sau cu vatra, ci se sprijină prin intermediul unor tălpi. În același timp, înălțimea patinelor trebuie să asigure o lumină suficient de mare a combinei, pentru ca în punctele de ondulație să nu frece corpul pe transportor sau pe vatră. Cu cît punctele de sprijin (tălpile) sînt mai depărtate, cu atît stabilitatea combinei este mai mare, în schimb este necesară o lumină mai mare a combinei, pentru a se putea înscrie în ondulație fără să frece corpul pe transportor. Cu cît punctele de sprijin sînt mai apropiate, cu atît combina se poate înscrie mai ușor în ondulațiile vetrei, chiar fără a avea lumină mare, în schimb are stabilitate mai mică.

În afară de înscrierea pe vatră, corpul combinei trebuie să se înscrie în ondulațiile stratului fără a agăța de grinzi sau acoperiș. Această problemă este importantă în cazul stratelor subțiri. Pentru îndeplinirea acestor condiții, cu cît stratul este mai ondulat, cu atît corpul combinei trebuie să aibă lungimea mai mică. Cînd corpul combinei se deplasează direct pe vatră, combina se înscrie mai greu în ondulațiile

vetrei decît combinele ce se deplasează pe transportor.

Cînd vatra este ondulată, este absolut necesar ca organul de lucru să se poată regla pe înălțime, pentru a-i permite să urmărească ondulațiile. Această condiție este îndeplinită de combinele cu o tobă tăietoare, ce are reglare mare pe înălțime, cum sînt tipurile arătate anterior; de combinele cu două tobe, ambele cu reglare mare pe înălțime, cum sînt tipurile EDW-L, EDW-200, KȘ, K-101, KVB-3RD etc; de combinele cu o tobă tăietoare ce are înălțime relativ mică de reglare față de corpul combinei, cum este tipul KSV-33; de combinele care au toba inferioară nereglabilă față de corpul combinei, în schimb capul corpului combinei la care se află toba tăietoare se reglează pe înălțime în timpul lucrului cum sînt tipurile: 1K-52M, 1K-52Ș, 2K-52, 4K-52, AB-10-12, KSVA-80, KWB-3 etc.

Dacă există și ondulații accentuate pe direcția stratului (transversal pe linia frontului), mai ales la strate foarte subțiri, este necesar ca combina să se poată înclina transversal, pentru a putea tăia după ondulațiile vetrei (exemplu platformele pe care se așează combinele, la care legătura dintre corpul combinei și platformă se face articulat către front și prin intermediul unor cilindri hidraulici către spațiul exploatat).

Faliile pot fi orientate paralel sau aproximativ paralel cu frontul sau pot fi transversal pe linia frontului.

Cînd o falie este aproximativ paralelă cu frontul, iar înălțimea ei depășește 0,4—0,7 m (crește cu grosimea stratului), folosirea combinelor în zona de trecere de această falie este imposibilă. Cînd înălțimea unei astfel de falii este mai mică, combina trebuie să aibă organ de lucru care să permită reglarea înălțimii de tăiere, atît la vatră, cît și la acoperiș, precum și înclinarea transversală a corpului combinei.

În cazul faliilor transversale pe linia frontului cu înălțimea egală sau mai mare decît grosimea stratului, tăierea mecanizată cu combine nu este posibilă. Pentru trecerea prin falii cu săritură mai mică, combina trebuie să îndeplinească aceleași condiții ca și în cazul vetrelor foarte ondulate și să poată tăia temporar în rocile înconjurătoare. Posibilitatea de trecere prin falii depinde, în mare măsură, de experiența de lucru cu combina respectivă.

4. *Structura stratului, caracteristicile cărbunelui și felul cum se prezintă depozitat în strat*

De acești factori depinde îndeosebi alegerea combinei din punctul de vedere al felului organului de lucru.

Cînd cărbunele are structură xiloidă, respectiv cînd ar putea rămîne în consolă (și ar necesita organe speciale de sfărîmare dacă ar fi tăiat cu făgașe inelare), se recomandă combinele cu tobe melc sau bare cu discuri care să taie cărbunele pe toată suprafața frontului fișiei (fie dintr-o singură cursă, fie din două curse). Exemplu de combine care taie pe toată grosimea stratului sau faliei dintr-o singură cursă sînt cele cu două tobe tăietoare, iar cele care taie pe toată grosimea din două curse sînt cele cu o tobă cu reglare mare pe înălțime.

Cînd cărbunele are friabilitate medie, respectiv cînd bancul gros de cărbune netăiat rămas în acoperiș se desprinde și cade singur la cîțiva metri în urma combinei, se deosebesc următoarele situații:

— Dacă cărbunele rămas în acoperiș cade în bucăți nu prea mari, care nu necesită o sfărîmare suplimentară pentru a putea fi transportate, se recomandă:

1) cînd nu interesează granulometria și se urmărește ca vatra să rămînă curată în urma organului propriu de încărcare al combinei, combine cu tobe ce taie pe toată grosimea stratului sau feliei (din una sau două curse);

2) cînd se urmărește obținerea unei granulometrii mari a cărbunelui, sau cînd nu interesează granulometria, dar se dispune de o instalație specială de încărcare în urma combinei (exemplu ER-3 a firmei Eickoff), combine cu o tobă melc, bare cu discuri sau coroane tip Trepanner (BK-101, BK-52, BKT, Trepanner etc.), ce taie numai partea inferioară a stratului, iar bancul de cărbune superior cade în urmă.

— Dacă cărbunele rămas în acoperiș cade în bucăți mari, netransportabile, ce pot produce avarii și care necesită o sfărîmare suplimentară pe loc, se recomandă: combine ce taie complet sau parțial pe toată grosimea stratului sau feliei (din una sau două curse). Aceste combine pot fi: cu tobe-melc (cu două tobe melc sau cu o tobă-melc dar cu reglare mare pe înălțime); cu tobă-melc sau coroană Trepanner plus bară tăietoare sau braț havator superior reglabil pe înălțime ce taie sub acoperiș (exemplu KSVA-80, EW-100 G cu braț superior havator etc.).

— Cînd cărbunele este foarte friabil, respectiv cînd bancul de cărbune rămas în acoperiș cade singur chiar deasupra organului de lucru sau imediat în urma lui fără să rămînă în urma organului propriu de încărcare al combinei, se recomandă:

1) cînd nu interesează granulometria tăiată de tobă și ea nu duce la o scădere esențială a prețului de cost, combine cu o tobă tăietoare (ce taie numai partea inferioară a stratului);

2) cînd este de o importanță mare obținerea unei clase granulometrice cît mai mare, combine cu coroană Trepanner sau cu brațe ce taie făgaș (cu densitatea redusă pe suprafața frontului fișiei). În ceea ce privește granulația, excluzînd cazul cînd prețul cărbunelui este independent de sortul cărbunelui (minele de cărbuni cocsificabili), combinele trebuie să asigure sorturi de cărbune cu granulație mare, justificate din punct de vedere economic.

În cazul în care stratul are intercalaţii, în funcţie de grosimea şi tăria acestora se ţine sau nu seama la alegerea organului de lucru al combinei. În general, cînd intercalaţiile au grosime mică, aproape indiferent de tăria lor, nu se ţine seama de ele. Cînd intercalaţia are grosime mare şi tăierea integrală ar duce la o creştere prea mare a conţinutului de steril în cărbune, se impune o extragere selectivă, care se poate face în două feluri :

— folosind combine cu o tobă tăietoare care are reglare mare pe înălţime şi care taie la o cursă bancul de cărbune de deasupra intercalaţiei (urmînd ca intercalaţia să se scoată manual în urma combinei), iar la curse înapoi taie bancul de cărbune de la vatră ;

— cînd intercalaţia este mică şi nu are tărie mare, acesta se poate extrage şi mecanic cu ajutorul unui organ de lucru (exemplu un braţ havator), montat în faţa organului ce taie cărbunele (exemplu tobe) şi care extrage în avans intercalaţia (exemplu unele variante ale combinei AB-16). Organele de lucru ce extrag în avans intercalaţia trebuie să permită o reglare pe înălţime pentru a putea urmări intercalaţia.

Dacă stratul are înclinare mică, grosime peste 1,4 m şi incluziuni puternice, foarte neregulat dispuse în strat şi care trebuie extrase selectiv în front, se recomandă combine pe şenile cu coroană montată pe un braţ în consolă reglabil în orice direcţie, cum are de exemplu combina K-56 m de construcţie sovietică. Aceste combine pot lucra cu succes şi dacă stratul are vatră şi grosime neregulată şi dacă acoperişul necesită stîlpi în front, în schimb necesită spaţiu mare liber.

La alegerea combinei din punctul de vedere al puterii instalate şi a robusteţei, trebuie să se ţină seama de tăria cărbunelui şi a intercalaţiilor ce se extrag integral. Tăria cărbunelui, clivajul şi tăria intercalaţiilor (dacă acestea nu au grosime prea mare şi nu reclamă o extragere selectivă) aproape nu mai prezintă un obstacol în mecanizarea tăierii cu combine dat fiind puterile mari instalate ale combinelor moderne, care ajung la 200—300 kW.

5. *Felul rocilor înconjurătoare*

S-a arătat mai sus cum se ţine seama de hipsometria stratului şi respectiv a vetrei şi a acoperişului la alegerea combinei. Tăria vetrei nu influenţează asupra alegerii combinei, care preia greutatea combinei şi o transmite vetrei. Numai cînd combinele se deplasează direct pe vatră este necesar ca culcuşul să fie suficient de tare pentru a asigura stabilitatea combinei.

În ceea ce priveşte felul rocilor din acoperiş, trebuie ţinut seama ca în funcţie de tăria şi stabilitatea acestora să se vadă care este mărimea şi forma suprafeţei pe care ele pot rămîne dezvelite, fără a fi susţinute şi cît timp. Aceasta depinde şi de orientarea fisurilor din acoperiş faţă de linia frontului.

Acoperişul stabil pentru presiune minieră mică permite o dezvelire în lungime şi lăţime cu o suprafaţă însemnată în decursul unuia sau chiar a mai multor cicluri. Acoperişul nestabil, predispus la surpare în cazul existenţei unei presiuni miniere puternice, necesită susţinere imediată şi sigură.

Mărimea şi forma suprafeţei de acoperiş dezvelită şi timpul cît aceasta este menţinută nesusţinută, este dată de lăţimea fişiei pe care o taie combina, schema de lucru a combinei, amplasarea organului de lucru faţă de corpul combinei şi felul susţinerii (care trebuie să permită şi împingerea transportorului în front fără demontare). Deci toţi aceşti parametri trebuie corelaţi cu felul rocilor din acoperiş. Această corelare este cu atît mai importantă, cu cît acoperişul este mai slab. Astfel, de exemplu, combinele care au toba ce dezveleşte acoperişul montată în faţă în direcţia de mişcare, nu pot lucra cînd acoperişul este foarte slab, deoarece prinderea lui cu grinzi în consolă sau articulate în consolă se poate face numai în urma combinei, respectiv în urma organului de lucru la o distanţă cel puţin egală cu lungimea combinei. Desigur că, în cazul existenţei unui acoperiş stabil care permite o suprafaţă mare de front nesusţinută sau în cazul unei susţineri care permite prinderea imediată şi comodă a acoperişului dezvelit cu grinzi în consolă chiar peste corpul combinei, alegerea combinei nu mai este condiţionată de felul rocilor din acoperiş.

Cînd acoperişul nu poate fi susţinut numai cu grinzi articulate în consolă pe un timp mai îndelungat (pînă ce combina taie pe toată lungimea abatajului şi execută şi cursa înapoi), este necesar să se folosească combine rapide care să lucreze în suveică (exemplu, EDW-L, EDW-200, KŞ, KVB-3RD) pentru ca în spatele combinei la 10—20 m să se poată muta prin şerpuire transportorul şi să se execute susţinerea definitivă. În stratele mai groase lucrul cu combina este îngreuiat dacă cărbunele este fisurat, rupt în blocuri în direcţia de extragere. Alunecarea unor asemenea blocuri dezveleşte avansat acoperişul pe o anumită lăţime. Susţinerea acestei porţiuni a acoperişului cu grinzi în consolă nu poate fi pe deplin sigură. În afară de aceasta, bucăţile de cărbune care cad pot fi frecvent cauza întreruperii lucrului în abataj. În acest caz, este necesar a se studia orientarea liniei frontului faţă de suprafeţele de fisurare şi posibilitatea tăierii frontului în treaptă dreaptă sau înclinat. Trebuie avută în vedere direcţia fisurilor din acoperiş, care poate fi cauza căderilor de bucăţi mari de cărbune din front, dacă ele sînt dispuse paralel sau sub un unghi ascuţit faţă de linia frontului.

6. *Alte condiţii de care trebuie ţinut seama la alegerea combinei*

Pentru obţinerea în abataj a unor indici cît mai ridicaţi, la alegerea combinei este necesar a se mai ţine seama şi de următoarele condiţii constructive şi funcţionale ale combinei: construcţia să prezinte cît mai multă siguranţă în funcţionare şi să necesite întreţinere uşoară, dar în acelaşi timp să fie suplă şi cu posibilităţi mari de manevră; să asigure securitatea deplină a muncii; prin amplasarea comenzilor, folosirea reglajului automat, utilizarea comenzii de la diatanţă etc., să se asigure o comoditate cît mai mare de deservire de către combainier; pozarea cablurilor de alimentare să se facă cît mai uşor, fără să necesite personal de deservire; să permită lucrul în suveică fără să necesite la capetele abatajului operaţii suplimentare pregătitoare deosebite (schimbări de poziţie a cuţitelor şi organului de încărcare etc.) respectiv timpul de staţionare la capetele abatajului şi să fie minim; dacă este posibil combina să-şi poată tăia singură nişele (exemplu EDW-L), sau să nu necesite nişe la capetele abatajului (exemplu KŞ, K-52, KVB-3RD, EHW-100 G etc.); în funcţie de transportorul şi susţinerea cu care lucrează să permită pe cît posibil trecerea la un flux de extragere continuu; să necesite în abataj personal cît mai puţin; combina să fie dotată cu mijloace cît mai moderne de protecţie şi sisteme eficiente pentru reducerea prafului în atmosferă.

Aşa după cum reiese din cele mai sus expuse, în prezent alegerea unei combine trebuie să se facă cu luarea în considerare a tuturor factorilor amintiţi şi a rezultatelor încercărilor şi a exploatării maşinilor analoge.

II. Stabilirea puterii necesare a combinelor pentru abataje cu front lung în funcţie de condiţiile de lucru

Stabilirea puterii necesare şi alegerea caracteristicilor mecanice ale motorului combinei constituie o problemă foarte importantă nu numai de proiectare ci şi de alegere a maşinii pentru anumite condiţii concrete. Aceasta întrucît puterea motorului, momentele lui maxim şi de pornire, alunecarea, momentul de giraţie al rotorului şi raportul între puterea orară şi cea de durată condiţionează viteza de avans posibilă a maşinii, capacitatea de a învinge sarcinile mari, posibilitatea pornirii maşinii sub sarcină, timpul cît poate lucra continuu sub sarcină nominală şi în final productivitatea posibilă a maşinii.

Pentru determinarea puterii necesare a combinelor, corespunzător anumitor condiţii de lucru concrete nu există o teorie fizico-matematică bine pusă la punct, unanim recunoscută şi acest fapt se datoreşte în primul rînd neomogenităţii structurii stratelor şi a cărbunilor propriu-zişi şi în al doilea rînd complexităţii procesului de tăiere. Din acest motiv, pentru rezolvarea problemelor practice, se folosesc fie nemijlocit datele experimentelor, fie anumite legităţi stabilite pe baza experimentelor.

În cele ce urmează se va prezenta o metodă, pentru calcularea cu suficientă exactitate, în scopuri practice, a puterii necesare instalate a combinelor.

Puterea totală necesară a combinei se compune din puterea necesară acţionării organului de lucru şi puterea necesară pentru deplasarea maşinii.

1. *Puterea necesară acţionării organului de lucru*

Această putere se poate determina cu relaţia:

$$P = \frac{\sum Z\, v_t\, k_i}{102\, \eta}\ ,\ \text{kW} \qquad (1)$$

unde:

$\sum Z$ este rezistenţa însumată la periferia organului de lucru, pe care o opune cărbunele la tăiere, kgf;

v_t — viteza de tăiere, m/s;

η — randamentul mecanic total de transmisie, care pentru tobe tăietoare are valori de 0,85—0,90;

k_i — coeficient de majorare, care ţine seama de puterea consumată pentru încărcarea cărbunelui tăiat, atunci cînd aceasta se face chiar de către organul tăietor şi are valori de 1,05.

Stabilirea rezistenţelor însumate la periferia organului de lucru se face cu greutate, întrucît rezistenţa cărbunelui la tăiere nu rămîne constantă ci variază cu foarte mare frecvenţă şi cu amplitudini neregulate, ceea ce se explică prin structura neuniformă a stratului de cărbune.

Metoda de calcul a rezistenţelor însumate la periferia organului de lucru ce se va prezenta este o metodă simplificată, întocmită pe baza datelor din literatura de specialitate.

Rezistenţele însumate la periferia organului de lucru,

$$\sum Z = Z_{mt}\, n_{ca}\ ,\ \text{kgf} \qquad (2)$$

unde:

Σ_{mt} este rezistenţa medie pe care o întîmpină un cuţit de tăiere al combinei, cu grad mediu de tocire, kgf;

n_{ca} — numărul de cuţite active care lucrează simultan.

Calculul numărului de cuţite active (care taie simultan) n_{ca}, din expresia lui $\sum Z$ în cazul organului de lucru sub formă de tobă, se stabileşte cu expresia:

$$n_{ca} = n_c \frac{l_f}{\pi D}\ ,\ \text{buc.}$$

unde :

n_c este numărul total de cuțite de pe tobă ;
l_f — lungimea arcului de frezare, m ;
D — diametrul tobei, m (fig. 1).

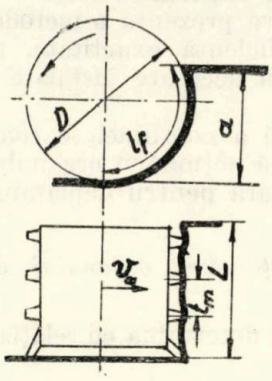


Fig. 1. Parametrii principali ai tobei tăietoare.

Valoarea lui Z_{mt} se calculează cu expresia :

$$Z_{mt} = Z_{ma} + F_{ft}, \text{ kgf} \qquad (3)$$

unde :

Z_{ma} este rezistența medie pe care o întîmpină un cuțit tăietor ascuțit al combinei ;
F_{ft} — forța suplimentară de frecare datorită tocirii cuțitului.

Rezistența la tăiere Z_{ma} este proporțională cu grosimea așchiei și se calculează cu expresia :

$$Z_{ma} = h_m A K_{lm} K_\alpha K_{t/h} K_u, \text{ kgf} \qquad (4)$$

unde :

h_m este grosimea medie a așchiei tăiate, cm ;
A — rezistența specifică la tăiere determinată experimental cu cuțit etalon, kgf/cm ;
K_{lm} — coeficient care ține seama de diferența între lățimea muchiei cuțitului de pe combină și a cuțitului etalon ;
K_α — coeficient care ține seama de diferența între unghiul de tăiere a cuțitului de pe combină și al cuțitului etalon ;
$K_{t/h}$ — coeficient care ia în considerare raportul între distanța t_m dintre liniile tăietoare și grosimea așchiei h_m ;
K_u — coeficient ce ține seama de slăbirea cărbunelui ca urmare a umflării lui.

Valoarea lui h_m pentru organe de lucru sub formă de tobă se calculează cu expresia (fig. 1) :

$$h_m = \frac{S_m}{t_m}, \text{ cm} \qquad (5)$$

unde :

S_m este secțiunea medie a așchiei ce o taie un cuțit, cm² ;
t_m — lățimea medie a tăieturii, care este egală cu distanța medie între liniile de tăiere, cm.

Valoarea lui S_m se calculează cu expresia :

$$S_m = 10^4 \frac{Q_t}{\Sigma L_f}, \text{ cm}^2 \qquad (6)$$

unde :

Q_t este cantitatea de cărbune ce o taie combina în timp de lucru continuu, în m³/h și se stabilește cu expresia $Q_t = 60\, v_a La$, în care v_a este viteza de avans în m/min, L este lățimea fîșiei respectiv lungimea tobei în m, iar a este înălțimea de tăiere în m (vezi fig. 1) ;

ΣL_f — drumul însumat al tăieturilor efectuat de toate cuțitele într-o oră, în m și se stabilește cu expresia :

$\Sigma L_f = 3600\, v_t\, n_c \frac{l_f}{\pi D}$, unde v_t este viteza de tăiere, m/s.

Valoarea lui t_m se calculează cu expresia :

$$t_m = \frac{100\, L}{m}, \text{ cm} \qquad (7)$$

unde :

m este numărul liniilor de tăiere.

Valoarea lui A se stabilește experimental cu aparate cum sînt cele de tip DKS de construcție sovietică sau altele asemănătoare, echipate cu cuțit etalon care are lățimea muchiei tăietoare de 2 cm și unghi de tăiere α de 50°.

Se subliniază că este necesar a se determina valoarea lui A pentru diferite direcții de tăiere, dar în primul rînd după direcția în care urmează să taie cuțitele combinei pentru care se face calculul.

În cazurile cînd nu este determinată rezistența specifică la tăiere cu aparat de tip DKS, valoarea ei poate adopta în funcție de coeficientul de tărie f (după scara prof. Protodiakonov) în baza tabelei 1. În tabela 2 sînt prezentate

Tabela 1

Valorile rezistențelor specifice la tăiere A, corespunzător diferitelor valori ale coeficientului de tărie f.

Felul cărbunilor	Coeficientul de tărie f, după prof. Protodiakonov	Rezistența specifică la tăiere, A, kgf/cm
Cărbuni moi	pînă la 1	45—150
Cărbuni de tărie medie	1—2	150—300
Cărbuni tari	2—3	300—450

valorile coeficientului de tărie f și rezistența specifică la compresiune pentru diferite strate de cărbune din principalele bazine carbonifere din țară.

Aproximarea lui A funcție de f, trebuie să se facă cu grijă avînd în vedere faptul că stratele de cărbuni cu structură xiloidă pot avea rezistențe de tăiere de pînă la 3—5 ori mai mare decît stratele de cărbuni cu clivaj pronunțat, sfărîmicios, care au același coeficient de tărie f.

*Tabela 2**

Valorile coeficientului de tărie f şi ale rezistenţei specifice la compresiune R_c, pentru diferite strate de cărbune

Bazinul şi mina	Stratul	Coeficientul de tărie f după prof. Protodiakonov	Rezistenţa specifică la compresiune R_{c_2} kgf/cm	Observaţii
Valea Jiului :				
— mina Aninoasa	3	0,7—1,1	70—110	Valori medii obţinute pe baza metodei de concasare dinamică, statică şi pe eşantioane de formă neregulată.
— mina Lonea	3	0,7—0,9	70— 90	
— mina Uricani	17—18	0,7—0,8	70— 80	
Întreprinderea minieră Oradea				
— mina Cuzap I.	II	1,1—1,4	110—140	Compresiune pe cuburi 70×70×70 mm.
— mina Sălaj	IX	1,17—2,06	127—206	Pe baza metodei concasării dinamice.
Bazinul Motru				Compresiune pe cuburi 70×70×70 mm.
— mina Poenari	X	1,69—2,13	169—213	Pe baza metodei concasării dinamice.

* Determinări efectuate de şef de lucrări ing. Cornel Hirian la I.M.P.

Tabela 3

Valorile coeficientului $K_{t/h}$

Grosimea tăieturii, cm	Cărbunele	Rezistenţa specifică la tăiere, A, kgf/cm	Caracterul tăieturii						
			tăiere repetată						
			$t_m=1{,}5\ h_m$	$t_m=h_m$	$t_m=2\ h_m$	$t_m=3\ h_m$	$t_m=4\ h_m$	$t_m=5\ h_m$	$t_m=6\ h_m$
$h > 2$	Bazinul Donеţ	100—150	2,0	0,63	0,62	0,78	0,9	1,1	—
	Bazinul Karaganda	230	2,0	1,03	0,67	0,51	0,47	0,57	0,81
$h < 1{,}5$	Bazinul Kizelovsk	300	2,0	0,52	0,55	0,65	0,77	0,87	0,98
	Bazinul Karaganda	230	2,0	0,60	0,58	0,60	0,65	0,71	0,78
	Bazinul Moscova	45	0,84	0,72	0,61	0,60	0,63	0,73	0,83

Tabela 4

Valorile coeficientului K_α

Cărbunele	Unghiul de tăiere α, grade						
	40	50	60	70	80	90	100
Huilă (Donеţ-Karaganda)	0,85	1,0	0,93	0,95	1,08	1,30	1,70
Antracit	1,06	1,0	0,90	1,17	1,44	1,69	1,82
Brun (Moscova)	1,04	1,0	0,90	0,94	0,96	1,03	1,56
Huilă (Kizelovsk)	1,05	1,0	0,90	1,20	1,40	1,52	1,87

Valoarea coeficientului K_{lm} se stabileşte cu expresia :

$$K_{lm} = 0{,}3 + 0{,}35\ b \qquad (8)$$

unde :

b este lăţimea muchiei tăietoare a cuţitului de pe combină.

Valorile coeficienţilor K_α, $K_{t/h}$ şi K_u sînt date în tabelele 3, 4 şi 5, întocmite pe baza cercetărilor experimentale pentru diferite bazine carbonifere din U.R.S.S. Întrucît la noi în ţară nu sînt făcute, deocamdată, asemenea cercetări, pentru eventuale calcule, valorile coeficienţilor se vor lua prin asimilarea cărbunilor din bazinul care ne interesează după caracteristica lor cu cărbunii asemănători din bazinele prezentate.

Forţa suplimentară de frecare datorită tocirii cuţitului F_{ft} se calculează cu expresia :

$$F_{ft} = fY_1,\ \text{kgf} \qquad (9)$$

Tabela 5

Valorile coeficientului K_u

Starea frontului și felul cărbunelui		Raportul între distanța până la suprafața frontului (măsurată pe lățimea fișiei) și grosimea stratului					
		0–0,1	0,1–0,2	0,2–0,3	0,3–0,4	0,4–0,5	0,5–0,6
Frontul intrat în presiune	Cărbune tare și cu friabilitate redusă, care are rezistență specifică la tăiere $A = 200-300$ kgf/cm	0,48	0,66	0,81	0,92	0,98	1,0
	Cărbune moale și friabil, care are rezistență specifică la tăiere $A \leqslant 150$ kgf/cm	0,23	0,40	0,56	0,73	0,83	0,93
Frontul intrat parțial în presiune pe o perioadă de cel puțin o oră.		0,60 0,65	0,70 0,75	0,80 0,85	0,90 0,95	0,97 0,99	1,0

unde :

f este coeficientul de frecare al cuțitului pe cărbune și are valori între 0,38 și 0,44 (valorile mai mari se referă la cărbuni mai puțin tari și cu conținut mare de cenușă, iar cele mici la cărbuni moi) ;

Y_1 — forța frontală care acționează asupra cuțitului (fig. 2).

Valoarea lui Y_1 se calculează cu expresia :

$$Y_1 = R_c S_{toc} K_v, \text{ kgf} \qquad (10)$$

unde :

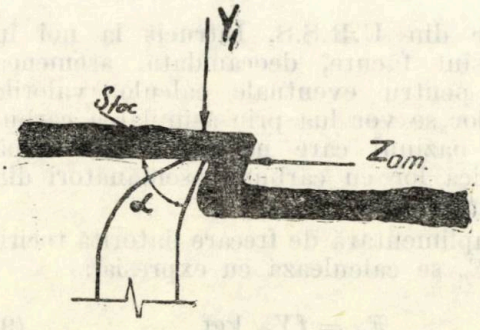
R_c — este rezistența temporară a cărbunelui la compresiune după o axă și are valori între 40 și 300 kgf/cm² (vezi tabela 2 cu unele rezultate din țara noastră) ;

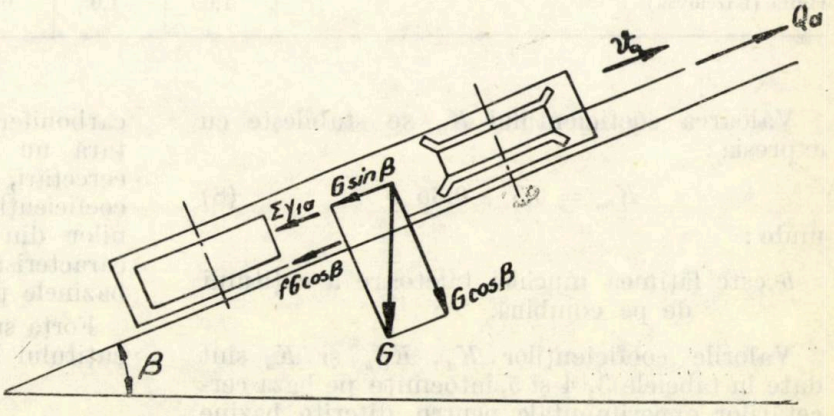
S_{toc} — suprafața frontală de uzură a cuțitului, în cm², care crește o dată cu lățimea tăișului cuțitului și cu gradul de uzură al acestuia. Pentru cazul cînd combina va tăia cu o viteză de avans normală luată în calcul, cuțitele nu vor depăși gradul mediu de uzură, căruia îi corespund următoarele valori pentru S_{toc} : 0,2 pînă la maximum 0,5 cm², pentru cuțite mici radiale și 0,7 pînă la maximum 1,5—2,0 cm², pentru cuțite mari tangențiale ;

K_v — coeficientul de volum al stării de tensiune pe suprafețele de tăiere, care se ia între limitele 1—1,5. Valorile inferioare se adoptă pentru cărbuni friabili și cuțite cu unghiuri de tăiere pînă la 65°, iar valorile maxime se adoptă pentru cărbuni nefriabili, cu deformări elastice mari, cum sînt cei xiloizi și cuțite cu unghi de tăiere aproape de 90°. Pentru a putea determina și suprasarcinile momentane pe care trebuie să le poată prelua motorul și a stabili solicitările care pot apare în organul executor și reductorul acestuia, este necesar a se calcula și rezistența maximă la tăiere care ar putea să apară ca urmare a structurii neuniforme a cărbunilor și incluziunile pe care le poate conține. Această forță de re-

Fig. 3. Schema forțelor principale care acționează asupra combinei pe direcția de avans.

Fig. 2. Schema forțelor principale care acționează asupra cuțitului.





zistență maximă (posibilitatea de apariție nu mai mare de 2%) se determină cu relația :

$$Z_{max} = \left(\frac{K_1 - 1}{\sqrt{n_{ca}}} + 1\right) \Sigma Z, \text{ kgf} \qquad (11)$$

unde :

K_1 are valorile 7—8, cînd se lucrează în cărbuni tari care conțin incluziuni dure, și 5—6, cînd se lucrează în cărbuni fără incluziuni.

2. *Puterea necesară pentru avansul mașinii*

Puterea necesară la avansul (deplasarea) în front a mașinii în timpul lucrului se determină cu relația :

$$P_a = \frac{Q_a v_a}{60 \cdot 102 \eta_a}, \text{ kW} \qquad (12)$$

unde :

Q_a reprezintă forța din organul flexibil de tracțiune în timpul lucrului, kgf ;

v_a — viteza medie de avans a mașinii, m/min ;

η_a — randamentul mecanismului de avans.

Rezistențele care apar la deplasarea mașinii (fig. 3) se determină cu relația :

$$Q_a = Y_{gr} + Y_f + \Sigma Y_{1a}, \text{ kgf} \qquad (13)$$

unde :

Y_{gr} este componenta gravitațională dată de greutatea G, kgf, a combinei, care se calculează cu expresia :

$$Y_{gr} = \pm G \sin \beta, \text{ kgf}$$

în care β este unghiul de înclinare a stratului. Semnul plus se ia la deplasarea combinei în sus, iar minus la deplasarea în jos.

Y_f — forța de frecare care se opune la deplasarea combinei. care se calculează cu expresia :

$$Y_f = fG \cos \beta, \text{ kgf}$$

în care f este coeficientul de frecare care are valorile 0,1—0,25, cînd mașina se deplasează pe transportor și 0,3 — 0,6, cînd mașina se deplasează pe culcuș.

ΣY_{1a} este suma proiecțiilor pe direcția de avans a forțelor frontale Y_1, care acționează asupra cuțitelor active.

Rezistența maximă la avans se determină analog cu rezistența maximă la tăiere (relația 11) și va fi :

$$Y_{1a\,max} = \left(\frac{K_1 - 1}{\sqrt{n_{ca}}} + 1\right) \Sigma Y_{1a}, \text{ kgf.} \qquad (14)$$

Însumînd puterea calculată pentru tăiere cu cea necesară pentru avans în timpul lucrului se obține puterea medie totală P_t necesară la axul motorului :

$$P_t = P + P_a, \text{ kW.} \qquad (15)$$

Avînd puterea medie P_t la axul motorului și cunoscînd durata ciclurilor de funcționare și a opririlor se poate alege sau verifica puterea motorului, după caracteristicile lui mecanice.

Pentru mașinile care lucrează în suveică, la care opririle sînt considerabil micșorate, motoarele trebuie să fie alese după puterea de durată, întrucît durata de cuplare, în acest caz, se apropie de unitate.

Pentru alegerea combinelor cît mai corespunzător condițiilor din țara noastră, este necesar ca în viitor să se efectueze cercetări mai aprofundate.

Ca un prim pas, ar fi necesară studierea complexă a proprietăților principale mecanice a cărbunelui și modulul de comportare a combinelor în exploatare în toate bazinele carbonifere ale țării.

BIBLIOGRAFIE

[1] Marian, I. și Iliaș N. *Determinarea tăierii cărbunilor din Valea Jiului în vederea mecanizării tăierii lor.* Revista Minelor, 12, 1964.

[2] Davîdov, B. L. și Skorodumov, B. A. *Rasciot i konstruirovanie ugledobivaiuscih mașin.* Gosgortehizdat, 1963.

[3] Bihl, Gh. *Electrificarea minelor în subteran.* Editura tehnică, 1967.

[4] Alșiț, Ia. I. ș. a. *Gornie mașini.* Gosgortehizdat, 1961.

[5] Filimonov, N. A. *Vîemocinie i prohodceskie gornie mașini* Ugletehizdat, 1958.

[6] * * * *Handbuch der Mechanisierung der Kohlengewinnung.* Essen, 1959.

Ing. M. COCULESCU, ing. P. BITIR şi ing. C. GHIŢĂ

Cercetări privind calculul debitului de aer în funcţie de factorul praf la lucrările miniere în fund de sac*

În ansamblul de măsuri tehnice pentru combaterea prafului la lucrările miniere în fund de sac, un loc important îl ocupă aerajul mecanic care, combinat cu celelalte mijloace de combatere, poate contribui la reducerea concentraţiilor de praf pînă la valorile limită admise.

Prin aplicarea perforajului umed, a perdelelor de ceaţă sau burajului cu apă la operaţiile de împuşcare, stropiri la operaţiile de încărcare în frontul de lucru şi la punctele de încărcare, descărcare, transbordare etc., la multe mine din ţară concentraţiile medii de praf au fost reduse de la valori de ordinul zecilor şi sutelor de mii de part/cm³ aer, la valori mai mici de 5 000 part/cm³ aer, în majoritatea cazurilor cuprinse între 1 000 şi 3 000 part/cm³ aer.

Debitele de aer calculate în funcţie de factorul praf în cazul concentraţiilor mari, rezultate în general în lipsa aplicării mijloacelor de combatere a prafului, au valori foarte mari (practic uneori irealizabile), sînt neeconomice şi necorespunzătoare din punctul de vedere al microclimatului.

Concentraţiile de praf existente la locurile de muncă unde sînt utilizate curent mijloace de combatere a prafului pot fi reduse în continuare pînă la limitele maxime admise, datorită aerajului şi însuşirii acestuia de a-şi mări eficienţa de reducere a prafului, în funcţie de mărirea debitului de aer.

Metodele actuale de calcul a debitelor de aer necesare lucrărilor miniere în fund de sac pe baza consumului de explozivi, numărului de oameni, debitului absolut al degajărilor de gaze şi verificarea rezultatelor în funcţie de viteza minimă admisă de norme, nu rezolvă în majoritatea cazurilor crearea unor condiţii de aeraj corespunzătoare şi sub aspectul gradului de prăfuire.

Dintre factorii care trebuie luaţi în studiu pentru calculul aerajului, funcţie de factorul praf, cel mai important şi mai greu de cunoscut este concentraţia medie de praf ce se formează în timpul fiecărei operaţii principale generatoare de praf. Acest factor constituie şi cauza pentru care la operaţiile cu degajări continue de praf (perforare, încărcare, tăiere etc.), autorii relaţiilor de calcul a debitelor de aer necesare funcţie de factorul praf dau relaţii şi nomograme ce pot fi utilizate numai în cazul lucrărilor în fund de sac deja existente pentru verificarea şi reproiectarea aerajului funcţie de factorul praf.

Aceasta înseamnă că metodele de determinare a debitelor de aer întîlnite în literatura de specialitate [1, 2, 3, 4], pentru operaţii cu degajări continue de praf, nu pot servi la proiectarea aerajului pentru lucrări încă nesăpate.

Numeroase cercetări, prezentate de literatura de specialitate privind influenţa aerajului parţial asupra prăfuirii, au scos în evidenţă:

— eficienţe de reducere a prafului care variază, în general, în funcţie de condiţiile de experimentare şi metoda utilizată, între 30 şi 96% [4, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13];

— vitezele optime de circulaţie a aerului în lucrările în fund de sac, pentru care prăfuirea este minimă, variază între 0,4 şi 0,9 m/s, în majoritatea cazurilor între 0,5—0,7 m/s [2, 3, 4, 8];

— distanţele maxime de la coloana de aeraj la frontul de lucru sînt situate, în general, între 1 şi 2 m la aerajul aspirant şi 5 şi 8 m la aerajul refulant [1, 2, 3, 8, 19];

— concentraţiile de praf maxime admise în curenţii de aer care aerisesc lucrările miniere cu valori între 0,1 n şi 0,5 n, pentru operaţiile de împuşcare ajungînd pînă la 0,75 n (n = concentraţia de praf maximă admisă) [2, 3, 5].

Datorită faptului că la minele din ţara noastră se utilizează, în general, aerajul parţial aspirant, iar operaţiile de lucru cu degajări continue de praf ocupă aproape tot timpul de lucru, cercetările privind combaterea prafului prin aeraj au fost orientate în primul rînd în acest sens.

* Articolul a intrat în redacţie în luna februarie 1968.

Pentru stabilirea eficienței de reducere a prafului prin aeraj parțial la lucrările în fund de sac, precum și pentru obținerea unor date necesare proiectării aerajului, s-au efectuat cercetări [14] într-o galerie experimentală de la S.C.S.M. Petroșani.

Cercetările în galeria experimentală au permis :

— realizarea unor viteze dorite de circulație a aerului ;

— realizarea unor concentrații de praf similare cu cele care se formează în mine ;

— existența unor cantități mici de praf în curentul de aer care aerisește lucrarea și variații mici ale acestora ;

— evitarea unor factori nespecifici care să influențeze rezultatele măsurătorilor ;

— amplasarea aparaturii și punctelor de măsurare fără a incomoda desfășurarea procesului de muncă ;

— recoltarea unui număr mare de probe și prelucrarea lor imediată.

Prin realizarea unor condiții de experimentare lipsite de influența unor factori nespecifici care apar în subteranul minelor, s-a asigurat o bună desfășurare a experimentărilor, care au dus la determinarea reală a eficienților de reducere a prafului în aerajul parțial aspirant, în condițiile aplicării corecte a acestuia.

În galerie s-au realizat concentrații de praf similare cu cele care se formează în lucrările în fund de sac din mine în condițiile aplicării mijloacelor de combatere a prafului (1 000—5 000 part/cm³ aer) asupra cărora s-a intervenit cu debite de aer corespunzătoare vitezelor de circulație a aerului pe galerie de 0,1—0,6 m/s.

Pentru operațiile cu degajări continue de praf (perforare, încărcare, tăiere etc.), în cazul cînd coloana de aeraj se găsește la 2 m de frontul de lucru, reducerea diferitelor concentrații medii de praf la diverse viteze de circulație a aerului pe galerie, precum și eficienței de reducere a prafului corespunzătoare, se pot urmări în tabelă.

În condițiile unui aeraj corespunzător, gradul de prăfuire se reduce pînă la nivelul limitelor maxime admise (600—800 part/cm³ aer) în cazul concentrațiilor de praf la locul de muncă de 1 000—2 000 part/cm³ aer, dacă se realizează viteze ale curentului de aer de 0,1—0,3 m/s.

Distanța de la coloana de aeraj la frontul de lucru are o importanță deosebită în reducerea concentrațiilor de praf. Cînd această distanță este de 4—6 m, curenții care se formează în spațiul de lîngă frontul de lucru nu ating de obicei zona de respirație a muncitorilor și cu atît mai puțin sursele de formare a prafului de la frontul de lucru.

Literatura de specialitate recomandă ca distanța de la coloana de aeraj la frontul de lucru, în cazul aerajului aspirant, să fie cît mai mică, în general sub 1—2 m.

Variația concentrațiilor de praf și a eficienței de reducere a prafului, funcție de distanța de la coloana de aeraj la frontul de lucru, pentru viteza curentului de aer de 0,2 m/s, se poate urmări în figura 1.

Scăderea eficienței de reținere a prafului, o dată cu creșterea distanței de la coloana de aeraj la frontul de lucru, poate fi redată și printr-un coeficient de proporționalitate *a* care indică de cîte ori se cuprind concentrațiile de praf *nd* care se obțin la diferite distanțe ale

Tabelă

Modul de aerisire	Vitezele de circulație a aerului, m/s.					
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0.6
	Concentrația medie de praf, part/cm³ aer.					
Fără aeraj	1107	1255	1090	1095	1202	1210
Cu aeraj	505	430	260	225	190	190
Eficiența, %	54,38	65,73	76,14	79,45	84,19	84,29
Fără aeraj	2135	1938	1988	1996	2016	1890
Cu aeraj	920	638	613	562	480	475
Eficiența, %	56,90	67,07	69,16	71,84	76,19	74,86
Fără aeraj	3075	3028	3145	3058	2978	2905
Cu aeraj	1058	935	876	857	632	520
Eficiența, %	65,59	69,12	72,12	71,97	78,77	82,09
Fără aeraj	3850	3937	3932	3993	3959	4055
Cu aeraj	1323	956	880	860	700	670
Eficiența, %	65,63	75,71	77,61	78,46	82,31	83,47
Fără aeraj	5040	5029	5033	5171	5282	5166
Cu aeraj	1696	1153	930	866	750	730
Eficiență, %	66,34	77,76	81,52	83,25	85,80	85,86

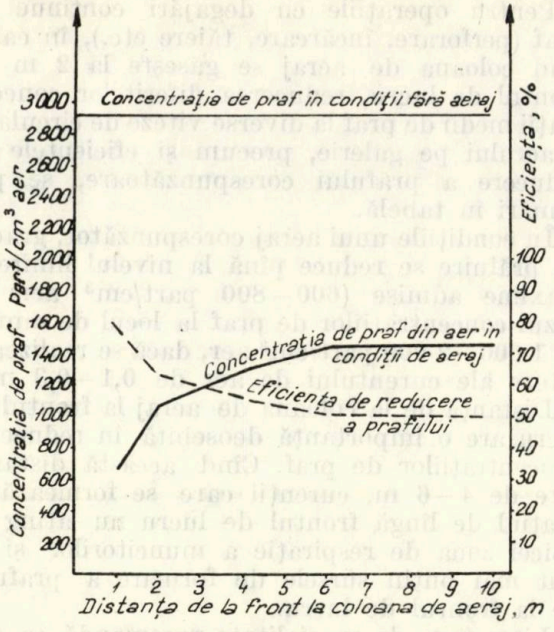


Fig. 1.

coloanei de aeraj de frontul de lucru, în concentrația de praf determinată pentru distanța de 2 m, n_2. Coeficientul a se exprimă prin raportul:

$$a = \frac{n_2}{nd}.$$

Variația coeficientului a, funcție de distanța de la coloana de

Fig. 2.

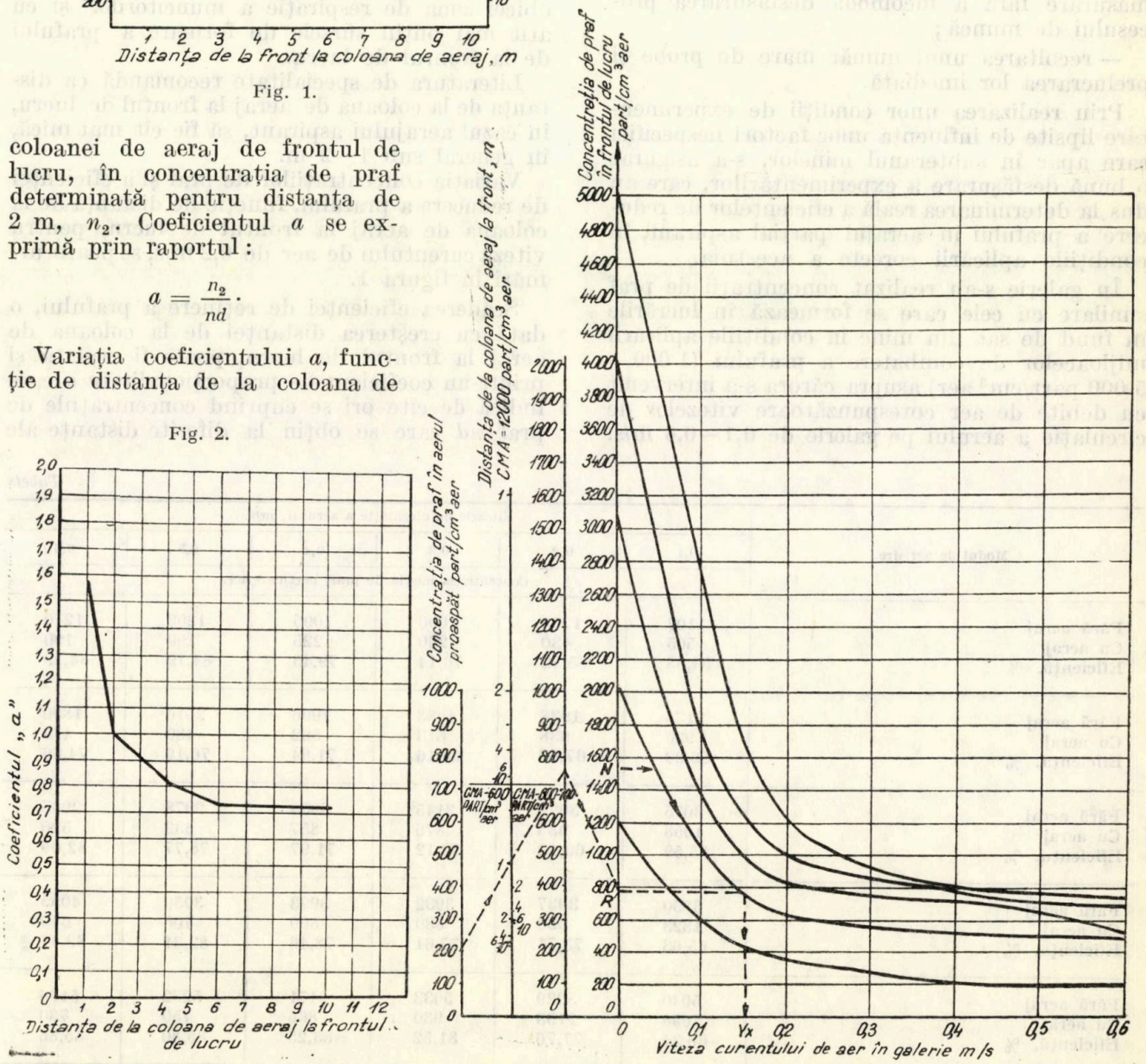
aeraj la frontul de lucru, este dată în figura 2.

Cu ajutorul rezultatelor obținute prin experimentări și a unor relații de calcul, s-a construit o nomogramă originală pentru determinarea expeditivă a debitelor de aer necesare la lucrările în fund de sac, la care se execută operații cu degajări continue de praf (fig. 3).

În funcție de concentrația medie de praf N la frontul de lucru, de distanța de la coloana de aeraj la frontul de lucru d și de concentrația de praf în aerul proaspăt care aerisește lucrarea b, se poate determina viteza necesară de circulație a aerului pe galerie Vx și, în funcție de aceasta, debitul de aer necesar.

Concentrația medie de praf N, rezultată în timpul operației cu degajare continuă de praf

Fig. 3.



pentru care se calculează debitul de aer, se determină pentru lucrările existente prin măsurători în condiții fără aeraj. Pentru lucrări care urmează să fie săpate se utilizează rezultatele obținute la lucrările similare învecinate sau, în caz că acestea nu există, se va lua în considerare concentrația de praf de 3 000 part/cm³ aer (dacă se folosesc mijloace de combatere a prafului la perforare, încărcare etc.), pînă la stabilirea concentrației medii reale.

Concentrația de praf medie în curentul de aer ce aerisește lucrarea b se determină prin măsurători sau dacă acest lucru nu este posibil, lucrările fiind încă neexecutate, se alege: $b = 0{,}4\ n$ în care n este concentrația de praf maximă admisă pentru lucrarea respectivă [14].

Determinarea debitului de aer necesar, în funcție de factorul praf pentru lucrările miniere în fund de sac, se face cu ajutorul nomogramei din figura 3 [14] în modul următor.

Pe prima scară se stabilește punctul corespunzător concentrației de praf din aerul proaspăt b, iar pe scara a doua punctul corespunzător distanței de la coloana de aeraj la frontul de lucru, situat în domeniul concentrației de praf maxime admise necesare de realizat. Cu ajutorul unei rezultante ce unește aceste două puncte de pe scara întîia și a doua, se determină pe scara a treia un punct care se unește printr-o dreaptă cu corespondentul său R de pe scara a patra. Din acest punct se duce o paralelă la axa absciselor pînă intersectează curba corespunzătoare concentrației de praf imediat superioare celei din frontul de lucru N.

Coborînd o perpendiculară din acest punct pe axa absciselor se determină viteza de circulație a aerului necesară Vx care, prin înmulțire cu secțiunea lucrării, dă debitul de aer necesar în lucrarea respectivă.

În cazul cînd trebuie respectate alte concentrații maxime admise decît cele redate pe scara a doua a nomogramei, atunci primele trei scări nu mai sînt necesare, punctul R de pe scara a patra putînd fi determinat cu ajutorul relației:

$$R = a \cdot n - b$$

în care:

- a este coeficient care depinde de distanța de la coloana de aeraj la frontul de lucru (fig. 2);
- n — concentrația de praf maximă admisă, part/cm³ aer;
- b — concentrația de praf din aerul ce aerisește lucrarea minieră, part/cm³ aer.

Cunoscînd poziția punctului R pe scara a patra, pentru determinarea vitezei de circulație a aerului Vx se procedează în felul descris mai sus.

Această metodă pentru determinarea debitelor de aer necesare la lucrările miniere în fund de sac, în funcție de concentrațiile medii de praf ce se formează la operațiile cu degajări continue de praf în condițiile aplicării mijloacelor de combatere, poate fi utilizată, atît la proiectarea aerajului parțial aspirant, cît și pentru verificarea și reproiectarea acestuia.

Calculul debitelor de aer necesare la lucrările miniere în fund de sac, în funcție de factorul praf, se face pentru operația care generează continuu cea mai mare cantitate de praf. Debitul de aer astfel obținut se compară cu cele determinate prin celelalte metode de calcul (după cantitatea de exploziv, numărul de oameni, degajări de gaze), alegîndu-se cel cu valoarea mai mare, în funcție de care se proiectează instalația de aeraj.

Întrucît unitățile miniere sînt obligate să aibă în evidență gradul de prăfuire al fiecărui loc de muncă, se poate interveni la timp atunci cînd concentrațiile de praf depășesc limitele maxime admise, prin intensificarea corespunzătoare a aerajului, utilizînd metoda amintită de determinare a debitelor de aer necesare în funcție de factorul praf.

În concluzie, pentru realizarea unui aeraj parțial aspirant corespunzător la lucrările miniere în fund de sac, este necesar ca dimensionarea, montarea și întreținerea instalațiilor de aeraj să se facă în mod corespunzător prin:

— dimensionarea instalațiilor de aeraj pentru asigurarea debitelor de aer necesare, calculate în funcție de factorul praf, cantitatea de explozivi, debitul absolut al degajărilor de gaze, numărul de oameni;

— respectarea vitezei minime de circulație a aerului în lucrările miniere (0,2 m/s);

— menținerea unei etanșeități foarte bune a coloanelor de aeraj și înlocuirea la timp a tuburilor deformate;

— menținerea distanțelor de la coloana de aeraj la frontul de lucru între limitele 0,5—2 m la operațiile cu degajări continue de praf și pînă la 4 m la operațiile de împușcare;

— prelungirea coloanei de aeraj cu cel puțin 6 m în galeria principală în sensul de circulație a curentului de aer în care se refulează;

— montarea ventilatoarelor în curentul de aer proaspăt care circulă pe galeria principală sau în așa fel încît coloana de aeraj pe întreaga galerie să fie sub depresiune;

— funcționarea permanentă a ventilatoarelor pe tot timpul lucrului;

— menținerea unor concentrații de praf minime în curenții care aerisesc lucrările miniere care să nu depășească 0,4 n, iar în aerul care intră în mină 0,25 n (n = concentrația de praf maximă admisă).

Prin aplicarea corectă a mijloacelor tehnice de combatere a prafului combinate cu un aeraj parțial aspirant corespunzător, concentrațiile de praf din lucrările miniere în fund de sac pot fi reduse pînă la limitele maxime admise.

Prin aplicarea mai întîi sub formă experimentală și apoi generalizată a metodei de determinare a debitelor de aer în funcție de factorul praf se va înregistra o reducere considerabilă a prăfuirii în minele din țara noastră. Metoda de determinare a debitelor de aer necesare funcție de factorul praf completează metodele de calcul a debitelor de aer în lucrările miniere în fund de sac folosite curent la noi în țară.

Această metodă este simplă și accesibilă tuturor organizațiilor de proiectare, serviciilor de aeraj și unităților de cercetare pentru folosire în practica lor la combaterea tuturor factorilor nocivi din atmosfera locurilor de muncă, inclusiv a prafului.

BIBLIOGRAFIE

[1] Voronina, L. D., Bagrinovski, A. D., Nichitin, V. S. *Calculul aerajului în mină.* (traducere din limba rusă) IDT, București, 1966.

[2] Bîkov, L. N., Harov, A. N. ș.a. *Îndrumător pentru aerajul minier* (traducere din limba rusă) Ed. tehnică, București, 1966.

[3] Sepelev, S. F., Radcenko, G. A. *Stabilirea debitelor de aer la instalațiile de ventilare din minele cu pericol de silicoză* (traducere din limba rusă) IDT, București, 1958.

[4] Heifitz, S. I., Burcikov, A. S. *Reducerea prăfuirii în abatajele minelor de cărbuni.* Ugletehizdat nr. 6—7, p. 100, 1958.

[5] Stoces, B., Iung H. *Combaterea prafului și silicozei în industria minieră* (traducere din limba germană) Ed. tehnică, București, 1964.

[6] Simecek, I. *Studiul eficienței aerajului parțial al galeriilor.* Rudy 5, nr. 12, 1957.

[7] * * * *Combaterea prafului în exploatările miniere.* IDT, București, 1960.

[8] Richter, E. V. *Eficiența combaterii prafului cu ventilatoare de aeraj parțial.* Ghighiena i Sanitaria, nr. 3, 1958.

[9] Komarov, V. B., Kilikeev, S. M. *Aerajul minier.* Ugletehizdat, Moscova, 1959.

[10] * * * *Procedee și utilaje noi pentru combaterea prafului de rocă în industria minieră.* IDT, Buucrești, 1964.

[11] Landwehr, M. *Măsuri pentru combaterea silicozei pe baza noilor cunoștințe.* Schlägel und Eisen, nr. 5, 1958.

[12] Pătrașcu, M., Zamfirescu, M., Niță, S., Macovei, A., Coculescu, M., Herța, I. *Considerații asupra prăfuirii și mijloacelor tehnice de combatere a acesteia în minele din R.P.R.* Revista Minelor, nr. 3, 1961.

[13] Coculescu, M., Pătrașcu, M., Bitir P., *Considerații asupra posibilităților de reducere a concentrațiilor de praf.* Studii S.C.S.M.

[14] * * * *Cercetări în combaterea prafului silicogen prin aeraj aspirant în lucrările în fund de sac.* Studiu S.C.S.M., 1967.

Ing. C. DOCSĂNESCU și ing. Tr. NIȚESCU

Studiul comparativ privind utilajele de încărcare cu cupa*

Organizarea științifică a muncii determină analize de adîncime chiar și a celor mai neînsemnați timpi de execuție ce compun un proces tehnologic. Acolo unde printr-o bună organizare s-au înlăturat deficiențele de ordin subiectiv — care depindeau de om — rămîne încă de

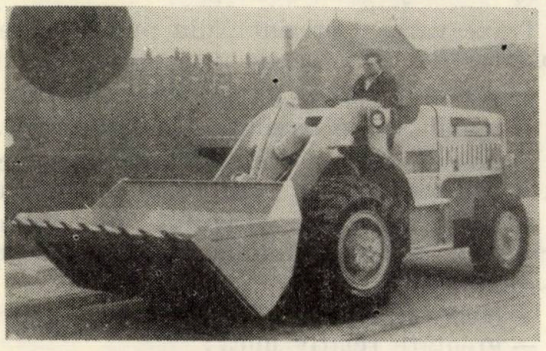


Fig. 1.

analizat posibilitatea îmbunătățirii parametrilor tehnico-economici ai utilajelor.

Uneori această analiză poate duce la concluzia că se folosesc în mod neeconomic tipuri de utilaje cu operații complexe la lucrări simple. De aici rezultă necesitatea construirii unui nou tip de utilaj, care să corespundă din punct de vedere funcțional numai tehnologiei de lucru.

Pînă în prezent, pentru încărcarea materialelor derocate prin lucrări de perforare-împușcare și a materialelor din depozite se foloseau excavatoarele cu cupă. Acestea sînt construite pentru a satisface, în principal, tăierea rocilor la anumite înălțimi de extracție; deci ele nu sînt folosite în mod rațional în cazul încărcării materialelor dezagregate sau derocate prin lucrări de perforare-împușcare.

În afară de aceasta, excavatoarele au, în general, viteză redusă de deplasare. Ca urmare a acestui fapt, numai pentru deplasările care urmăresc linia frontului se consumă circa 5—7% din timpul efectiv de lucru.

Cerințele tehnicii moderne impun tocmai ca utilajele de încărcare să asigure o mare mobilitate, atît pentru lucru în sarcină, cît și pentru deplasările în gol.

Pentru a răspunde noilor necesități și a înlătura deficiențele excavatoarelor, a fost construit utilajul cunoscut cel mai mult sub denumirea de *traxcavator* (fig. 1 și 2).

În prezentul studiu se face o comparație tehnico-economică între aceste utilaje și excavatoarele cu capacitatea de 0,5—4 m³, folosite în carierele din țara noastră.

Comparația privește excavatoarele folosite ca utilaje de încărcare a materialelor derocate și dezagregate, întrucît traxcavatoarele sînt utilaje de încărcat și mai rar de tăiere.

A. Comparația tehnică

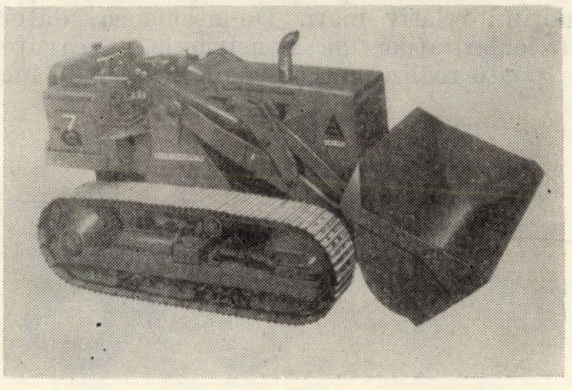
a. *Avantaje funcționale*

Traxcavatorul este un utilaj foarte mobil (viteza în gol ajungînd pînă la 40 km/h), care încarcă roci derocate sau materiale din vrac și taie roci moi de la înălțimi relativ reduse.

Datorită marii lui mobilități, traxcavatorul este folosit în condiții de eficiență economică și la transportul direct pe distanțe de circa 100—120 m [1].

De asemenea, traxcavatorul elimină necesitatea de a lucra cu buldozerul; cupa lui are o lățime relativ mare, apropiindu-se de lățimea lamei de buldozer. Datorită sistemului său constructiv, în cursa de întoarcere către frontul

Fig. 2.



* Articolul a intrat în redacție în septembrie 1967.

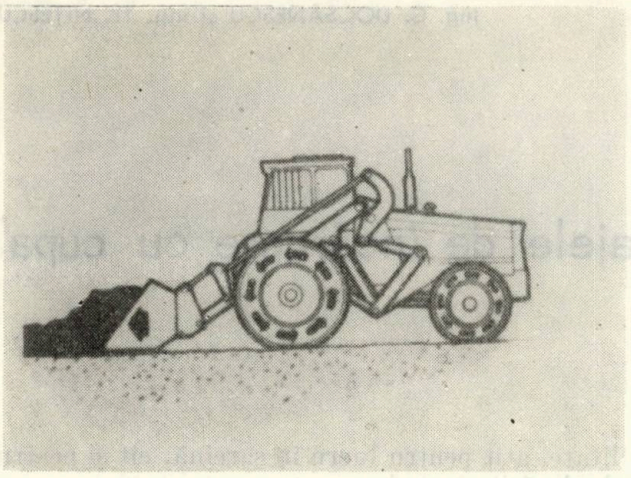


Fig. 3.

de lucru, traxcavatorul realizează şi strîngerea materialului (fig. 3). Operaţia de curăţire a platformei este posibilă de realizat şi în condiţii deosebite pe care le prezintă natura terenului (fig. 4).

În concluzie, traxcavatorul este un utilaj care încarcă materiale dezagregate şi derocate, le transportă pe distanţe scurte (circa 120 m) şi strînge materialele în stocuri.

Fig. 4.

Excavatoarele au cupa cu laturile aproximativ egale. În această situaţie, pentru realizarea unui coeficient de încărcare al cupei satisfăcător, este necesar ca excavatorul să încarce dintr-un stoc concentrat pe suprafeţe reduse şi pe înălţimi relativ mari. De asemenea, datorită particularităţilor de construcţie, excavatorul nu poate realiza curăţirea platformei de încărcare. Aceste cauze determină necesitatea ca în punctele de încărcare cu excavatorul, să lucreze intermitent şi buldozere.

Fig. 5.

b) *Avantaje de construcţie*

Traxcavatorul prezintă, din punct de vedere constructiv, următoarele avantaje :

— presiuni reduse pe sol (fig. 2) ;

— mobilitate în terenuri accidentate (fig. 5) ;

— posibilitatea de înlocuire rapidă a cupei în cazul schimbării granulaţiei materialului ;

— acţionarea dispozitivului de încărcare printr-un sistem hidraulic simplu şi de mare randament ;

— comenzi simple şi rapide (fig. 6) ;

— greutate relativ mică ;

— putere instalată mică.

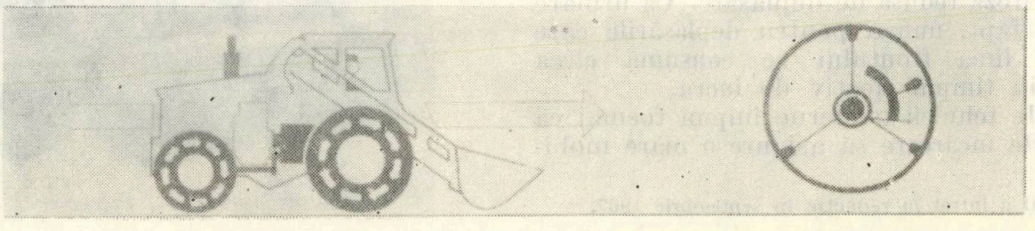
Întrucît greutatea utilajului influenţează direct asupra valorii de achiziţie, iar puterea instalată determină consumurile specifice, s-a făcut o analiză comparativă a acestor indicatori pentru excavatoarele cunoscute la noi în ţară şi traxcavatoarele construite în străinătate.

În figurile 7, 8 sînt redate, prin aproximaţie, curbele greutăţii totale şi specifice în funcţie de capacitatea cupei pentru excavatoare şi respectiv traxcavatoare.

Pentru excavatoare cu cupa de 0,5—4 m^3, greutatea totală variază între 20 şi 180 t, revenind la 1 m^3 capacitate de cupă o greutate de 40—45 t.

Pentru capacitate de cupă similară, greutatea traxcavatoarelor este de numai 5 la 20 t, ceea ce revine la 5—7 t/m^3 capacitate.

Fig. 6.



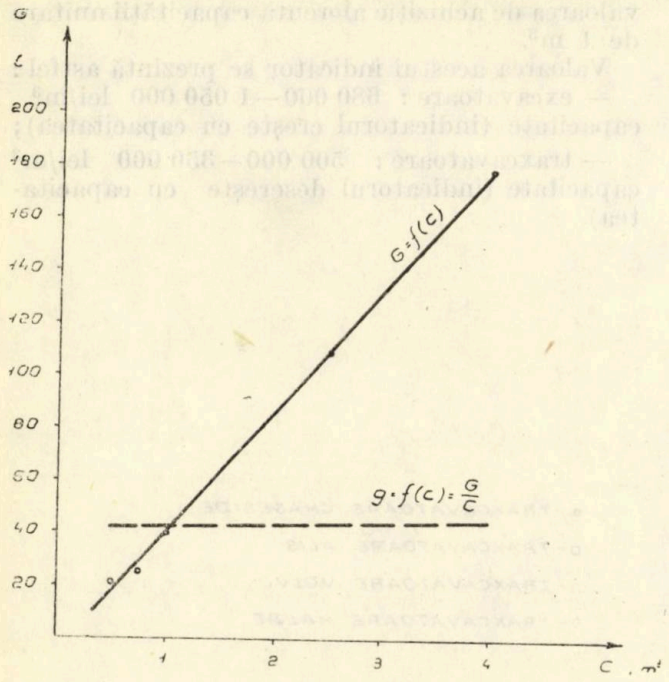


Fig. 7.

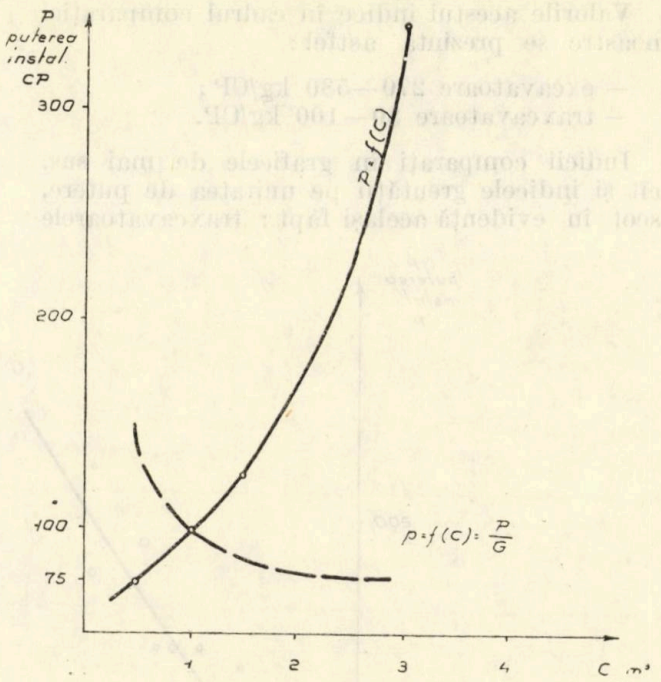


Fig. 9.

Deci, traxcavatoarele, la aceeaşi capacitate de cupă, sînt mai uşoare de 4—8 ori decît excavatoarele.

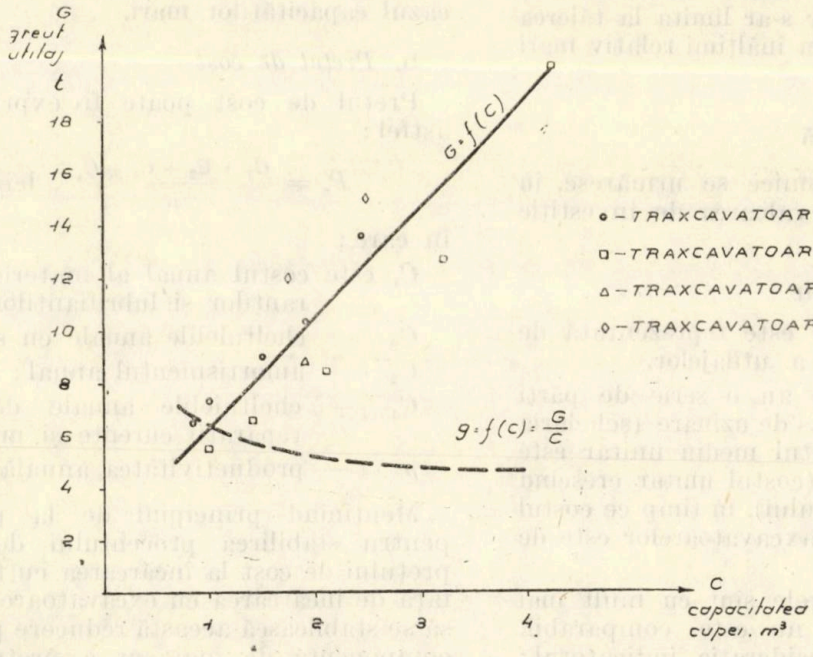
Figurile 9 şi 10 prezintă variaţia puterii instalate, totale şi specifice, în funcţie de capacitatea cupei.

Pentru intervalul de capacitate 0,5—3 m³, puterea instalată a excavatoarelor variază de la 75 la 340 CP, ceea ce revine la 150—115 CP pentru 1 m³ capacitate de cupă.

În acelaşi interval de variaţie al capacităţii de cupă, puterea instalată a traxcavatoarelor este de 50—250 CP, revenind în acest caz 100—85 CP pentru 1 m³ capacitate de cupă.

Un indice definit şi urmărit de constructorii de utilaje este greutatea care revine pe 1 CP instalat.

Fig. 8.



Valorile acestui indice în cadrul comparației noastre se prezintă astfel:

— excavatoare 270—530 kg/CP;
— traxcavatoare 80—100 kg/CP.

Indicii comparați în graficele de mai sus, cît și indicele greutății pe unitatea de putere, scot în evidență același fapt: traxcavatoarele

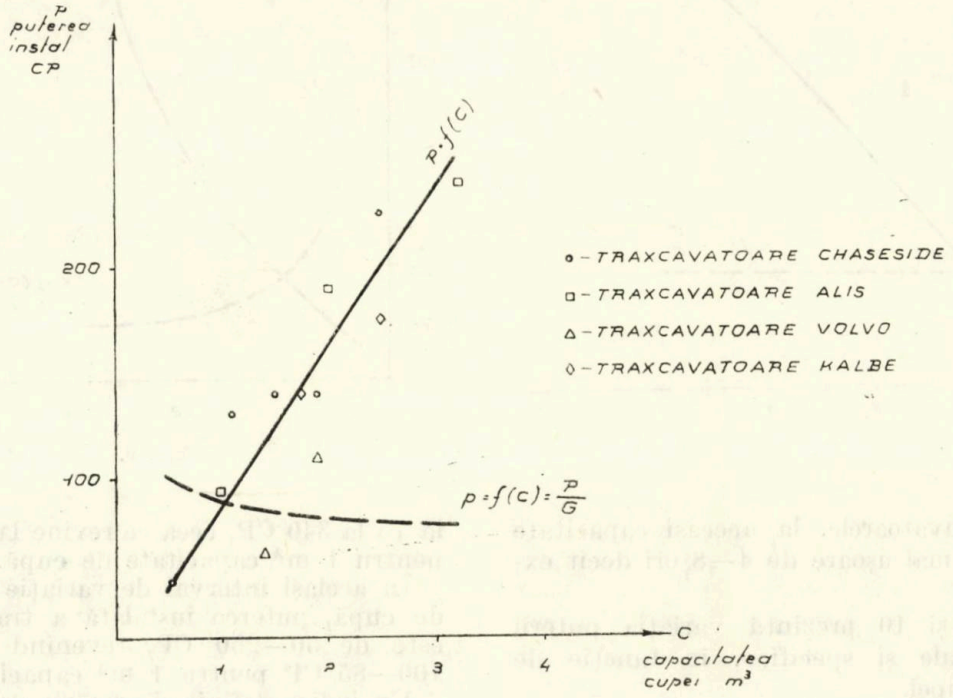


Fig. 10.

sînt cele mai adecvate utilaje de încărcat materiale dezagregate și derocate.

Din acest punct de vedere domeniul de folosire al excavatoarelor s-ar limita la tăierea mecanică a rocilor moi, la înălțimi relativ mari de extracție.

B. Comparația economică

În comparațiile economice se urmăresc, în general, doi indicatori: valoarea de investiție și prețul de cost.

a. *Valoarea de investiție*

Valoarea de investiție este reprezentată de cheltuielile de achiziție a utilajelor.

Întrucît excavatoarele au o serie de părți constructive cu grad redus de uzinare (schelăria metalică a brațului) costul mediu unitar este de numai 17—23 lei/kg (costul unitar crescînd cu capacitatea excavatorului), în timp ce costul mediu unitar în cazul traxcavatoarelor este de 40—50 lei/kg.

Deoarece traxcavatoarele sînt cu mult mai ușoare, acest indicator nu este comparabil. De aceea se ia în considerație indicatorul: valoarea de achiziție aferentă capacității unitare de 1 m³.

Valoarea acestui indicator se prezintă astfel:
— excavatoare: 680 000—1 050 000 lei/m³ capacitate (indicatorul crește cu capacitatea);
— traxcavatoare: 500 000—350 000 lei/m³ capacitate (indicatorul descrește cu capacitatea).

Deci efortul de investiție este mai mic în cazul traxcavatoarelor și anume cu 26% în cazul capacităților mici și cu pînă la 67% în cazul capacităților mari.

b. *Prețul de cost*

Prețul de cost poate fi exprimat analitic astfel:

$$P_c = \frac{C_1 + C_2 + C_3 + C_4}{p}, \text{ lei/m}^3 \qquad (1)$$

în care:

C_1 este costul anual al materialelor, carburanților și lubrifianților;
C_2 — cheltuielile anuale cu salariile;
C_3 — amortismentul anual;
C_4 — cheltuielile anuale de întreținere, reparații curente și mijlocii;
p — productivitatea anuală în m³.

Menținînd principiul de la punctul *B-a*, pentru stabilirea procentului de reducere a prețului de cost la încărcarea cu traxcavatoare față de încărcarea cu excavatoare, este necesar să se stabilească această reducere pentru fiecare componentă de mai sus a prețului de cost

Cum prețul de cost are patru componente, pentru a stabili influența pe care o are variația acestora, este necesar să se cunoască participațiile lor în prețul de cost total.

Notînd cu :

R_i — reducerea componentelor prețului de cost al încărcării cu traxcavatoare în raport cu încărcarea cu excavatoare ;

P_i — participația componentelor în prețul de cost al încărcării cu excavatoare ;

rezultă expresia reducerii prețului de cost, în cazul folosirii traxcavatoarelor :

$$R_p = \sum_{i=1}^{4} R_i \cdot P_i. \qquad (2)$$

Reducerea componentelor prețului de cost al încărcării cu traxcavatoare, în raport cu încărcarea cu excavatoare, se poate exprima, analitic, astfel :

$$R_i = \frac{C_i^{tr}\, p^{ex}}{C_i^{ex}\, p^{tr}} \cdot 100, \qquad (3)$$

în care :

C_i^{tr} este costul componentei i a prețului de cost pentru încărcarea cu traxcavatoare ;

C_i^{ex} — costul componentei i a prețului de cost pentru încărcarea cu excavatoare ;

p^{tr} ; p^{ex} — productivitatea anuală a traxcavatorului, respectiv a excavatorului.

Dacă se mai consideră :

$100 \cdot \frac{C_i^{tr}}{C_i^{ex}} = r_i$ — creșterea directă a componentelor ;

$\frac{p^{tr}}{p^{ex}} = K_p$ — coeficientul de creștere a productivității, relația (3) devine :

$$R_i = r_i\, K_p \qquad (4)$$

În cele ce urmează se prezintă analiza celor patru componente ale prețului de cost, care duc la stabilirea valorilor R_i.

Productivitatea muncii. Din ultimele relatări ale Ministerului Industriei Construcțiilor, productivitatea medie anuală a excavatoarelor este de 120 000 m³/m³ capacitate, la un regim de funcționare de 5 000 h/an. Aceste date duc la o productivitate orară de 24 m³/h · m³ capacitate, adică 35—60 t/h · m³ capacitate (în funcție de greutatea volumetrică a materialului).

Pentru traxcavatoare s-au luat în considerare datele practice din literatura de specialitate.

Din prelucrarea acestora [2, 3, 4, 5] rezultă o productivitate de 40—200 t/h m³ capacitate. Intervalul relativ mare se justifică, în principal, prin diversitatea mare a materialelor încărcate (de la roci derocate prin lucrări de perforare-împușcare la nisipuri), prin descărcarea în condiții variate (de la depozite sau vagoane de c.f. de mare capacitate la autocamioane), prin distanțele diferite de transport, precum și prin caracterul de performanță al unor realizări și în secundar prin perfecționarea rapidă și continuă a acestor utilaje.

Luînd în considerare aceleași productivități pe unitatea de capacitate în cazul celor două utilaje, deși dezavantajează traxcavatoarele, coeficientul de productivitate din relația (4) este egal cu unitatea.

Manopera. Cu toată egalitatea productivităților utilajelor, consumul de muncă în cazul încărcării mecanice cu excavatorul este mai ridicat decît în cazul încărcării cu traxcavatorul. Mai întîi, pentru că, începînd de la capacitatea de 1,5 m³, excavatoarele sînt deservite de doi muncitori, în timp ce traxcavatorul este deservit de un singur muncitor.

Pe de altă parte, pentru a aduce în situație de comparabilitate trebuie considerat în cazul încărcării cu excavatorul și posturile aferente operației de strîngere a materialului. Această manoperă este invers proporțională cu capacitatea cupei excavatorului (în general, excavatoarele cu capacitate mare lucrează cu buldozere de mare putere) și anume de 0,25 p/m³ capacitate în cazul excavatoarelor mici și de 0,125 p/m³ capacitate în cazul excavatoarelor mari.

Deși manopera de la strîngerea materialului în cazul încărcării cu excavatorul urmează o anumită lege de variație, consumul de muncă strict de la încărcarea cu excavatorul prezintă o discontinuitate concretizată prin trecerea de la deservirea excavatorului de către un muncitor la doi muncitori pentru capacități mai mari de 1,5 m³. Din acest considerent, reducerea manoperei în cazul traxcavatorului, în raport cu excavatorul, se prezintă sub formă de valori astfel :

— pentru capacități de 0,5 m³ : 10%
— pentru capacități de 1,0 m³ : 20%
— pentru capacități de 1,5 m³ : 54%
— pentru capacități de 2,0 m³ : 56%
— pentru capacități de 3,0 m³ : 58%
— pentru capacități de 4,0 m³ : 60%

Carburanți-lubrifianți. Consumul de carburanți-lubrifianți este determinat de puterea medie absorbită de utilaj, în situația executării unor cicluri tehnologice complete.

Din datele realizate de excavatoare, rezultă că puterea absorbită pe unitatea de capacitate are o valoare aproximativ constantă și egală cu 65 CP/m³ capacitate.

Pentru traxcavatoare s-au considerat consumurile realizate de utilaje similare (buldozere și tractoare echipate cu cupă și graifăr, acționate hidraulic), la care puterea absorbită este de 65—75% din puterea instalată.

Luînd în considerare puterile absorbite pentru cele două tipuri de utilaje, rezultă că față de excavatoare consumul de carburanți-lubrifianți al traxcavatoarelor este mai redus, după cum urmează :

— pentru capacitatea de 0,5 m³ cu 8%
— pentru capacitatea de 1,0 m³ cu 10%
— pentru capacitatea de 1,5 m³ cu 10%
— pentru capacitatea de 2,0 m³ cu 12%
— pentru capacitatea de 3,0 m³ cu 14%
— pentru capacitatea de 4,0 m³ cu 14%

Amortismentul. Valoarea care se amortizează pe unitatea de timp este direct proporțională cu valoarea de achiziție a utilajului. Așa după cum s-a detaliat la punctul *B-a*, valoarea de achiziție a traxcavatoarelor este mai mică cu 26% pînă la 67%. Valorile de reducere a valorii de achiziție a traxcavatoarelor în raport cu valoarea de achiziție a excavatoarelor, în funcție de capacitatea cupei, sînt următoarele :

0,5 m³ capacitate — 26%
1,0 m³ capacitate — 52%
1,5 m³ capacitate — 60%
2,0 m³ capacitate — 63%
3,0 m³ capacitate — 65%
4,0 m³ capacitate — 67%

Întreținerea și reparațiile

Metodologia de calcul a cheltuielilor de întreținere și reparații, consacrată în proiectare, constă din aplicarea unui procent de 5—10% — în funcție de mărimea, numărul și complexitatea organelor în mișcare — la valoarea de achiziție a utilajului.

Considerînd că pentru întreținerea traxcavatoarelor cheltuielile sînt mai mari cu 30—40% față de cele corespunzătoare excavatoarelor, din cauza diferenței valorii de achiziție la capacități similare, cheltuielile pentru întreținerea și reparația traxcavatoarelor sînt mai mici, după cum urmează :

0,5 m³ capacitate — 0%
1,0 m³ capacitate — 35%
1,5 m³ capacitate — 46%
2,0 m³ capacitate — 50%
3,0 m³ capacitate — 53%
4,0 m³ capacitate — 55%

Volumul de reparații și întreținere este concretizat din punct de vedere fizic de coeficientul de funcționare al utilajului.

În cele ce urmează, se prezintă situația comparativă a acestui indicator.

Statistic, la un regim de funcționare de 287 zile/an, perioadele anuale de scoatere din funcție a excavatoarelor, datorită reparațiilor, sînt următoarele :

— pentru 1 schimb/zi : 40 zile/an
— pentru 2 schimb/zi : 65 zile/an
— pentru 3 schimb/zi : 85 zile/an.

În acest caz, coeficientul de funcționare efectiv este de 87—88%.

Pentru diferite tipuri de traxcavatoare acest coeficient realizat la un regim de funcționare de 3 000—4 000 h este mult mai ridicat, ajungînd la 98—99%.

La traxcavatoarele construite în ultimii ani, cea mai importantă valoare a coeficientului de utilizare — 99% — a fost realizată cu un CAT 944, care a lucrat într-un regim de 3 schimburi/zi și 6 zile/săptămînă, timp de 13 666 h [6]. Deci coeficientul de funcționare de circa 98%—99% rămîne constant, chiar după 4 ani de funcționare.

Deși s-a considerat că pentru traxcavatoare cheltuielile pentru întreținere și reparații sînt mai ridicate decît cele corespunzătoare excavatoarelor (gradul mai complex al mecanismelor traxcavatoarelor), datorită duratei totale mai reduse a ciclurilor de reparații, valoarea absolută a cheltuielilor de reparații și întreținere a acestora este mai mică decît în cazul excavatoarelor.

*

A doua variabilă a relației (4), care permite evaluarea reducerii prețului de cost al încărcării cu excavatoare în raport cu încărcarea cu traxcavatoare, este ponderea elementelor componente ale prețului de cost al excavatoarelor.

Datorită faptului că manopera excavatoarelor este aproape constantă (prezintă două intervale constante), indiferent de capacitatea cupei, iar costul celeilalte componente nu are valori proporționale cu acest parametru, ponderile componentelor prețului de cost al încărcării cu excavatoare nu sînt constante.

Din analiza prețului de cost pentru capacitățile luate în comparație au rezultat valorile din tabelă, care exprimă, în general, următoarele variații :

— manopera descrește cu capacitatea ;

— consumul de combustibil-lubrifianți descrește cu capacitatea ;

— amortismentul crește cu capacitatea (excavatoarele de mare capacitate au valoarea pe unitatea de capacitate mai ridicată) ;

— întreținerea crește cu capacitatea.

Cu ajutorul celor două șiruri de valori ale reducerii și ponderii componentelor prețului de cost, se obțin valorile reducerii totale ale acestuia, care variază de la circa 10% (pentru capacități relativ mici) la circa 50% (pentru capacități relativ mari).

Din tabelă, se observă un salt al reducerii totale a prețului de cost la trecerea de la capacitățile de 1 m³ la 1,5 m³ și de la 3 la 4 m³. Aceasta este consecința trecerii în primul caz la doi muncitori pe excavator, iar în al doilea caz creșterii valorii de achiziție a excavatoarelor de la 17 la 23 lei/kg.

Tabelă

Capacitatea cupei, m³	Manopera			Consumurile			Amortismentul			Întreținerea			Prețul de cost, %
	$\frac{R_1}{100}$	P_1	$R_1 P_1$	$\frac{R_2}{100}$	P_2	$R_2 P_2$	$\frac{R_3}{100}$	P_3	$R_3 P_3$	$\frac{R_4}{100}$	P_4	$R_4 P_4$	$\sum_1^4 R_i P_i$
0,5	0,10	24	2,4	0,08	43	3,2	0,26	22	5,4	0	11	—	11
1	0,20	19	3,8	0,10	37	3,7	0,52	30	15,6	0,35	14	4,9	28
1,5	0,54	32	17,3	0,10	33	3,3	0,60	24	14,4	0,46	11	5	40
2	0,56	27	15,1	0,12	32	3,8	0,63	28	17,6	0,50	13	6,5	43
3	0,58	17	9,8	0,14	35	4,9	0,65	33	21,4	0,53	15	7,9	44
4	0,60	10	6	0,14	22	3,1	0,67	46	30,8	0,55	22	12,1	52

Deoarece excavatorul de 4 m³, considerat în cadrul analizei, constituie un caz particular, se admite o reducere a prețului de cost în cazul folosirii traxcavatoarelor între 10 și 40%.

Din practica altor țări, acolo unde s-a înlocuit încărcarea cu excavatoare cu cea cu traxcavatoare de aceeași capacitate s-a realizat o reducere a prețului de cost de 33,3% [7], iar în cazul înlocuirii draglinelor s-a realizat o reducere de 42,1% [8].

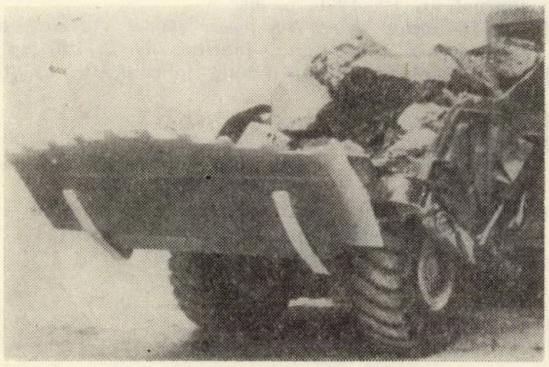
C. Tendințe noi în construcția utilajelor de încărcat cu cupă

Din analiza duratei totale a unui ciclu de încărcare a traxcavatoarelor, rezultă următoarele durate elementare [9]:

— încărcarea și ridicarea cupei, 8—10 s;
— coborîrea cupei, 5—6 s;
— descărcarea cupei, 2—5 s;
— transportul cu cupa încărcată și întoarcerea la front în funcție de distanța de transport.

Durata totală a unui ciclu de încărcare în mod obișnuit este de 30—35 s, pe distanțe relativ scurte. În cazul unei distanțe de transport de 26 m față de punctul de încărcare, s-a realizat o durată totală de 54 s [4]. Comparînd aceste date cu duratele elementare de mai sus, rezultă că cea mai mare pondere în ciclul total de încărcare o are operația de transport (minimum 50%). Plecînd de la această situație, suprimarea transportului duce la o dublare a productivității.

Fig. 11.



Acest fapt a determinat construirea unui nou tip de utilaj: încărcătorul transportor, care este un încărcător cu siloz (fig. 11).

Transportorul-încărcător TL-110, construit de firma Joy [10], este dotat cu o cupă de 1,70 m³ și cu un siloz de 9,5 m³, realizînd încărcarea silozului în 90 s și descărcarea lui în 30—45 s.

Din aceste date rezultă că ciclul de încărcare — prin suprimarea transportului — s-a redus la circa 16 s.

Este de observat că în cazul transportului cu autobasculante, pentru a evita situația ca utilajul de încărcare să staționeze, numărul de autobasculante se stabilește astfel ca să preia și anumite neregularități ale programului de transport. Considerarea acestei situații duce la introducerea unei durate noi în ciclul de transport: durata de așteptare a autobasculantei lîngă utilajul de încărcare.

Prin introducerea unui agregat complex de încărcare și transport, nu mai este necesară o rezervă activă a mijloacelor de transport auto.

Ca urmare a folosirii practice a încărcătorului-transportor TL-110 s-au realizat [10]:

— dublarea producției pe schimb;
— reducerea efortului de investiții (urmare a faptului că utilajul înlocuiește atît excavatorul cît și autobasculantele necesare funcționării acestuia);
— reducerea cheltuielilor.

Din funcțiunile pe care le execută, rezultă că încărcătorul-transportor are o distanță limită pînă la care poate fi folosit în condiții de eficiență economică.

Din lipsa unor date, nu se poate face nici o considerație cu privire la domeniul avantajos de folosire al acestor utilaje.

Pentru distanțe relativ mari de transport este indicată folosirea — în cazul rocilor dezagregate sau derocate — traxcavatoarelor și a autobasculantelor.

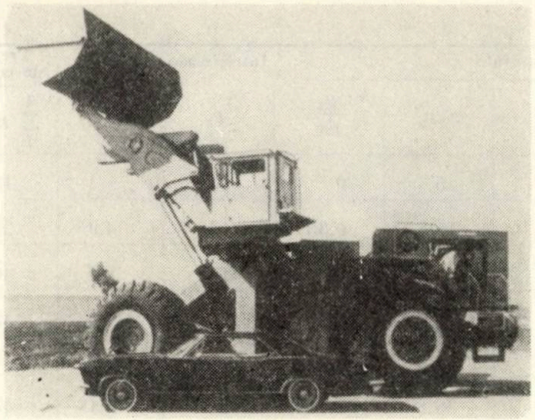


Fig. 12.

În prezent se constată o extindere a domeniului de construcţie al traxcavatoarelor pentru capacităţi din ce în ce mai mari.

Astfel, firma Dart-Truck a construit traxcavatoare cu capacitatea cupei de 10—20 m³, avînd o putere instalată de 700 CP [11] (fig. 12).

Concluzii

În afara avanatajelor tehnice pe care le prezintă traxcavatoarele, utilizarea lor determină substanţiale avantaje economice.

Astfel, diminuarea efortului de investiţie cu 26—67% şi a preţului de cost cu 10—40%, duce la o reducere a investiţiilor necesare achiziţionării de utilaje de 150—600 mii lei/100 000 m³ şi la o economie de 40—80 mii lei/100 000 m³.

Aceste date impun ca în viitor să se acorde prioritate introducerii exclusive a traxcavatoarelor în cazul încărcării materialelor derocate sau dezagregate.

În afară de prevederea acestor utilaje în cadrul proiectării unor noi cariere, este oportun ca acolo unde excavatoarele au o uzură relativ mare înlocuirea lor să se facă cu traxcavatoare.

Dacă se notează cu :

V_n — valoarea neamortizată a excavatorului ;

P_c^{tr} şi P_c^{ex} — preţul de cost al încărcării cu traxcavatoare şi respectiv cu excavatoare ;

p^{tr} şi p^{ex} — propuctivitatea anuală a traxcavatorului şi respectiv a excavatorului ;

rezultă că valoarea neamortizată a excavatorului va fi recuperată de economiile realizate prin introducerea traxcavatorului într-o perioadă de [5] :

$$n = \frac{V_n}{p^{ex} \cdot P_c^{ex} - p^{tr} \cdot P_c^{tr}} \text{ , ani.}$$

Considerînd cazul limită, în care s-ar înlocui un excavator fără să fie recuperat nimic din valoarea de achiziţie, rezultă că prin economii s-ar recupera valoarea excavatorului în 7—15 ani ; (estimările s-au făcut pentru unitatea de capacitate de 1 m³).

În aceste condiţii, este suficient de justificat ca în carierele în care excavatoarele sînt folosite la încărcarea materialelor derocate sau dezagregate să fie înlocuite cu traxcavatoare, iar excavatoarele să fie transferate în carierele în care rocile sînt derocate prin tăiere mecanică.

În general, traxcavatoarele sînt produse de firmele constructoare de tractoare, deoarece acestea sînt în fapt tractoare la care s-a adoptat o cupă mecanică acţionată hidraulic.

Uzina Tractorul din Braşov produce tractorul S 650 (65 CP), echipat la cerere cu cupă mecanică de tipul excavator şi cu cupă de tip graifăr care sînt acţionate hidraulic, precum şi tractorul S 1300 (130 CP).

În această situaţie, se consideră că trecerea la producerea de serie a traxcavatoarelor nu mai constituie o dificultate.

Construirea în ţară ar fi hotărîtoare în introducerea traxcavatoarelor în toate carierele existente şi în cele ce urmează a fi deschise.

Cele două tipuri S 650 şi S 1300, transformate în traxcavatoare, ar acoperi un domeniu de capacitate de 0,5—2 m³. Acest domeniu ar rezolva majoritatea necesităţilor actuale şi viitoare.

Avînd în vedere că traxcavatoarele au un domeniu variat de aplicabilitate (cariere, şantiere, depozite etc.) se consideră că proiectarea şi fabricarea acestor utilaje în ţara noastră ar rezolva o problemă de mare eficienţă economică pe linia organizării ştiinţifice a producţiei.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *This 988 does the work of two machines cuts handling cost per ton 36%.* Engineering and mining journal, nr. 3, 1967.

[2] * * * *New earthmoving equipment.* Colliery guardian vol. 213 nr. 5499, p. 391.

[3] * * * *Una buona pala non e soltanto una benna che si muove.* L'industria mineraris, nr. 11, 1966, p. 10.

[4] * * * *These big Pay loaders are our overtime eliminators.* Engineering and mining journal, nr., 1, 1968, p. 53.

[5] * * * Engineering and mining journal, nr. 3, 1967, p. 72.

[6] * * * *Down time : less than* 1%. Engineering and mining journal, nr. 10, 1966, p. 39.

[7] * * * *Tractor shovel VS power shovel — a cost study.* Engineering and mining journal, nr. 6, 1967, p. 27.

[8] * * * Engineering and mining journal, nr. 11, 1966, p. 44.

[9] * * * *Prospectul firmei Chaseside.*

[10] * * * *New joy TL—110 transloader.* Rock products nr. 2/1967 şi Engineering and mining journal, nr. 3, 1967, p. 25.

[11] * * * *KW—Dart builds and tests a huge front — end loader.* Engineering and mining journal, nr. 4, 1967, p. 27.

Ing. L. DOBRESCU şi ing. VALERIA DOBRESCU

Flotaţia ionică — o nouă metodă pentru extragerea metalelor din soluţii diluate*

Pentru extragerea metalelor din soluţiile apoase sînt utilizate în practică numeroase metode, care pot fi grupate după sistemul de separare în două categorii. În prima categorie intră metodele în care ionii metalici ce se separă trec din faza lichidă, din care fac parte, într-o altă fază distinctă, cum ar fi de exemplu: precipitarea şi cristalizarea (trecerea ionilor din faza lichidă în una solidă). În a doua categorie intră acele metode în care separarea se realizează prin trecerea ionilor de la suprafaţa fazei lichide, din care fac parte, pe suprafaţa unei alte faze cu care vin în contact, ca de exemplu: extragerea prin cromatografie şi schimbători de ioni (la interfaţa lichid-solid) şi extragerea cu solvenţi organici (la interfaţa lichid-lichid).

În ultimul timp a fost elaborată o nouă metodă de separare, care foloseşte pentru transferul ionilor interfaţa dintre soluţia apoasă şi aceea a unor microbule de aer, introduse în mod continuu în sistem.

În principiu, metoda constă în introducerea în soluţie a unor cantităţi mici de reactivi capilar activi, care au o sarcină electrică opusă cu a ionului care se extrage (ionul coligen, de la cuvîntul latinesc coligo = a colecta) şi crearea în sistem, printr-un mijloc oarecare, a unui număr foarte mare de microbule de aer. Substanţele capilar active sînt adsorbite pe suprafaţa microbulelor, formînd o spumă care se ridică la suprafaţa soluţiei. O dată cu aceste substanţe sînt adsorbiţi şi ionii coligeni din soluţie, datorită sarcinii lor opuse, ceea ce are ca efect o concentrare a lor în spuma de la suprafaţa lichidului. Datorită analogiei de realizare mecanică a acestei metode cu aceea a flotaţiei minereurilor, ea a fost denumită flotaţia ionică.

Încă din anul 1937, Langmuir [1] a observat că monostraturile de substanţe capilar active de la suprafeţele de contact lichid-gaz au capacitatea de a extrage cantitativ ionii metalici din soluţie, cînd aceştia se găsesc în concentraţii foarte mici. Astfel, în cazul ionilor de cupru, s-a constatat că pot fi adsorbiţi din soluţii, chiar dacă sînt într-o concentraţie de 5×10^{-8} moli la litru. După cel de-al doilea război mondial, H. V. Briscoe de la Imperial College (Londra) a încercat să valorifice această observaţie pentru extragerea cuprului din soluţii diluate. Datorită condiţiilor de lucru nepotrivite, încercările nu au reuşit. Ulterior, F. Sebba [2] a obţinut rezultate foarte bune în cazul separării ionilor de uraniu din soluţii, punîndu-se astfel bazele dezvoltării tehnice a acestei noi metode.

În prezent, flotaţia ionică este în plină dezvoltare, atît în ceea ce priveşte cunoaşterea teoretică, cît şi a folosirii în practică. Ea oferă posibilităţi de aplicare în diferite domenii ştiinţifice sau tehnologice şi anume:

— ca metodă de studiere a comportării ionilor din soluţii;

— ca o metodă analitică (atît pentru substanţe anorganice cît şi pentru cele organice);

— ca o tehnică nouă de extracţie şi purificarea industrială a unor metale rare sau comune;

— ca o metodă de extracţie a unor ioni din apele marine.

Datorită unora dintre asemănările care există între flotaţia minereurilor şi flotaţia ionică, cele două metode sînt adesea confundate. Trebuie precizat că deşi sînt similare din punct de vedere mecanic şi chiar al bazelor teoretice ele se deosebesc totuşi esenţial din punctul de vedere al colectării substanţei utile.

În ambele cazuri separarea speciilor care interesează se produce prin introducerea unor bule de gaz în masa lichidă în care se găsesc. Dar în timp ce la flotaţia minereurilor speciile diferite care se separă se găsesc sub formă de granule fin măcinate, dispersate în masa lichidă, în cazul flotaţiei ionice, particulele ionice sînt dizolvate în soluţie. În flotaţia minereurilor adeziunea granulelor minerale la bulele de aer

* Articolul a intrat în redacţie în luna mai 1966.

se produce ca o consecință a echilibrului forțelor care acționează la interfața celor trei faze concurente (solid, lichid, gaz), astfel că spuma colectată este trifazică. Succesul flotației minereurilor depinde, în mare măsură, de posibilitatea de a face cît mai hidrofobă suprafața granulelor minerale ce se separă prin adăugarea reactivilor colectori și de obținerea unor spume stabile, capabile de a colecta aceste granule prin adaos de spumanți. Compoziția chimică a granulelor nu se schimbă la trecerea lor din soluție în spumă (în concentrat).

În cazul flotației ionice, mecanismul de colectare diferă total. Fixarea ionilor din soluție la suprafața bulelor se face prin intermediul substanțelor capilar active, care se adsorb la suprafața de separare lichid-gaz prin forțe moleculare. Legătura dintre substanța capilar activă, adsorbită la suprafața bulelor, și ionul coligen ce se separă este de natură chimică (electrovalentă). În majoritatea cazurilor produsul format prin reacția dintre substanța capilar activă și ionii coligeni (denumit cu numele generic „sublat" (de la cuvîntul latinesc subluo = a ridica, a sălta) este insolubil, dar există cazuri cînd nu se poate vorbi de insolubilitate totală. În orice caz, produsul care se separă pe suprafața bulelor diferă din punct de vedere chimic de ionii din soluție. Stabilitatea spumelor nu mai este o condiție necesară pentru buna separare, ci din contră se caută ca spumele să se spargă cît mai repede după ce s-au format, astfel încît produsul colectat să se concentreze la suprafața lichidului sub forma unei pojghițe solide plutitoare. Din cele expuse reiese că prin mecanismul de separare, flotația ionică se aseamănă mai mult cu extracția cu solvenți decît cu flotația minereurilor.

Factorii care influențează flotația ionică

Flotația ionică este influențată de un număr mare de factori dintre care cei mai importanți sînt :

1) reactivii folosiți,
2) concentrația soluției,
3) *p*H-ul soluției,
4) vechimea soluțiilor,
5) sărurile neutre,
6) temperatura de lucru,
7) mărimea bulelor de aer,
8) viteza bulelor de aer,
9) stabilitatea spumei,
10) caracteristicile aparaturii folosite.

Reactivii pentru flotația ionică trebuie să aibă două caracteristici :

— să fie capilar activi sau să formeze cu ionul din soluție un compus capilar activ ;

— să aibă o atracție preferențială pentru ionul pe care trebuie să-l extragă.

Prima condiție nu este greu de satisfăcut, dat fiind numărul imens de substanțe capilar active care se cunosc. În ceea ce privește cea de-a doua condiție este dificil de realizat.Deoarece flotația ionică necesită un reactiv capilar activ cu structură *amfifatică*, care se ionizează în soluție, vor fi excluși reactivii din grupa alcoolilor, fenolilor, cetonelor, aldehidelor, eterilor etc. Studiile executate au arătat că dintre substanțele capilar active ionizabile, cele mai bune proprietăți colectoare pentru ioni le au acelea care posedă un radical hidrocarbonat —R de tipul $-C_n H_{2n+1}$ în care n variază de la 10 la 16.

După grupa ionizabilă, reactivii colectori pentru flotația ionică se clasifică în anionici și cationici.

Principalii colectori anionici sînt de tipul :

$R-COO^-$	carboxilici
$R-SO_3^-$	sulfonici
$R-OSO_3^-$	sulfați
$R-C_6H_4SO_3^-$	benzensulfonați
$R-OPO_3^{2-}$	fosfați
$R-CHSO_3^- -COO^-$	α-sulfocarboxilici

Colectorii cationici mai des folosiți sînt de tipul :

RNH_2^+	amine primare
$(RNH_3)^+$	săruri aminice primare
$(R_1R_2NH_2)^+$	săruri aminice secundare
$(R_1R_2R_3NH)^+$	săruri aminice terțiare
$(R_1R_2R_3R_4)^+$	săruri cuaternare de amoniu
$(R-C_5H_5N)^+$	compuși piridinici.

Alegerea potrivită a colectorului este hotărîtoare pentru buna reușită a flotației ionice. Pentru aceasta nu este suficient să se cunoască comportarea reactivului ci și forma sub care se găsesc în soluție ionii coligeni, ceea ce în unele cazuri este foarte dificil. Indiferent de compoziția ionică a soluției, la alegerea colectorului trebuie să se țină seama de mai multe principii generale.

În primul rînd, este absolut obligatoriu ca reactivul colector să se disocieze în apă, cu formarea unor ioni de sarcină opusă cu a ionului coligen. Colectorii anionici conțin în gruparea ionizabilă unul sau doi oxigeni care au proprietatea de a forma și legături dative, astfel că în cazul folosirii lor se pot produce și compuși cu structură chelatică. Cînd colectorul posedă două sarcini, ionizarea sa este mai puternică și puterea de colectare mai mare. Prin aceasta compușii din grupa fosfaților sau a α-sulfocarboxilicilor sînt mai indicați, însă utilizarea primilor este limitată de costul lor relativ ridicat, iar a celor din grupa doua de tendință foarte ridicată de spumare, în cazul că nu sînt perfect purificați.

Aminele simple dau rezultate bune numai dacă sînt folosite pentru extragerea ionilor din soluții puternic acide. În acest caz, amina se

transformă în ioni aminici, care se unesc electrovalent cu ionul coligen sau formează cu aceştia compuşi de coordinare, ca de exemplu în cazul cuprului şi a nichelului. Sărurile aminice se pot combina, fie cu ionii complecşi metalici încărcaţi pozitiv, fie cu substanţe organice cationice. Aceşti colectori pot forma, în procesul de flotaţie, o grupă de substanţe denumite în mod generic săruri sublate (în antiteză cu sărurile precipitate ce se depun), care se pot separa uşor de soluţie. Rezultate bune dau unele săruri cuaternare de amoniu în soluţii de alcool etilic sau propilic. Sărurile piridinice, ca şi sărurile aminelor duble, se comportă în anumite cazuri mai bine decît sărurile aminelor simple însă, fiind mai scumpe, sînt mai puţin indicate.

Un al doilea principiu fundamental la alegerea reactivilor pentru flotaţia ionică este, că produsul final rezultat în procesul de adsorbţie (sublatul) să fie insolubil, sau slab solubil în apă. Aceasta impune anumite restricţii în alegerea colectorului.

În unele cazuri sublatul este cu atît mai insolubil cu cît colectorul conţine mai mulţi atomi de carbon, limita inferioară fiind 8 C. De exemplu acidul lauric formează cu magneziul, lauratul de magneziu uşor solubil şi prin urmare greu de separat, în timp ce acidul palmitic dă palmitatul de magneziu greu solubil, ce poate fi uşor separat. Este greu de prevăzut fără încercări, ce reactiv este mai indicat, dar se poate aprecia că în general cationii coligeni, care formează ioni polinucleari, pot fi flotaţi cu colectori avînd lanţuri mai scurte, în timp ce cationii simpli, cum sînt cei alcalino-feroşi, necesită colectori cu lanţuri hidrocarburice lungi.

În unele cazuri la alegerea colectorilor trebuie să se ţină seama de structura ionilor din soluţie. Unii cationi în prezenţa unui exces de anioni, sau la o anumită concentraţie a sării din care provin, au tendinţa de a complexa, transformîndu-se în anioni complecşi. Această tendinţă se observă în special în cazul elementelor tranziţionale, dar uneori şi în cazul unor elemente electropozitive. Astfel, uraniul se colectează din soluţii acidulate cu H_2SO_4, sub formă de complex anionic, cu un colector cationic. De asemenea, cuprul din soluţii relativ concentrate de clorură de cupru se extrage sub formă complexă cu un colector cationic, fapt care explică insuccesul pe care l-a avut Briscoe cînd a încercat pentru prima dată flotaţia ionică a cuprului cu un reactiv anionic.

De o deosebită importanţă pentru buna desfăşurare a flotaţiei ionice este evitarea producerii de miceli ai colectorului în soluţii. Producerea acestora reduce aproape la zero puterea de colectare. Pentru evitarea acestui fenomen trebuie să se înlăture toţi factorii care favorizează producerea micelilor. Astfel trebuie să se evite folosirea unor colectori cu lanţuri hidrocarburice prea lungi, să se folosească în anumite cazuri soluţii alcoolice ale colectorilor, colectorii să fie proaspăt pregătiţi, să se evite folosirea unor cantităţi de colector mai mari decît concentraţia critică micelară (C.M.C.) etc. Datorită importanţei acestei probleme teoria producerii micelilor face parte integrantă din teoria flotaţiei ionice.

Concentraţia soluţiilor. Cu toate încercările întreprinse, pînă în prezent nu se poate da o limită inferioară a concentraţiei soluţiei de la care poate fi aplicată flotaţia ionică. Mulţi cercetători consideră că flotaţia ionică poate fi aplicată chiar pînă la o concentraţie de numai 10^{-8} moli la litru. S-a constatat că în cazul unor concentraţii de o parte la un milion, flotaţia ionică dă rezultate bune. Pentru concentraţii mai mici timpul de flotaţie creşte mult, ceea ce impune construcţia unor celule de flotaţie voluminoase. Limita superioară a concentraţiei depinde de mulţi factori, printre care capacitatea ionului coligen de a forma complecşi şi de influenţa pe care o are concentraţia soluţiei asupra formării micelilor de colector.

Încercările făcute asupra flotaţiei ionice a stronţiului au arătat [3] că extragerea stronţiului se poate face pînă la o concentraţie maximă de 10^{-2} moli/l. Aceleaşi rezultate au fost obţinute şi în cazul altor ioni metalici [4]. Raportul de îmbogăţire este optim la o concentraţie de 10^{-6}—10^{-4} moli/l, scăzînd la concentraţii mai mari. Se constată că flotaţia ionică dă rezultatele cele mai bune la diluţii la care metodele mai vechi nu mai corespund. Trebuie menţionat că diluţia soluţiei nu afectează cantitatea necesară de colector, care depinde numai de cantitatea de ioni coligeni prezenţi. De aici se poate trage concluzia că flotaţia ionică este indicată şi din punct de vedere economic, în cazul extracţiei ionilor din soluţii foarte diluate, cînd celelalte metode cunoscute devin prohibitive.

pH-ul soluţiei este unul din factorii de cea mai mare importanţă, el influenţînd flotaţia ionică prin :

— modificarea solubilităţii produsului separat (sublatului) ;

— posibilitatea de a modifica sarcina ionului coligen ;

— schimbarea eficienţei stoechiometrice a procesului ;

— modificarea stabilităţii spumei.

La valori mici ale *p*H, ionii cu un număr redus de sarcini electrice au tendinţa de a forma un complex cu moleculele de apă, care este mai stabil decît produsul pe care-l formează cu colectorul, motiv pentru care flotaţia ionică nu decurge satisfăcător. Trebuie menţionat de altfel că sînt puţini colectori care pot fi folosiţi în soluţii puternic acide, deoarece ei trebuie să

aibă în acest caz un caracter de acid tare. De exemplu săpunurile acizilor graşi vor pune în acest caz în libertate acizii graşi liberi care, fiind slabi, nu vor putea forma cu cationul coligen un produs insolubil. În schimb compuşii sulfonaţi şi α-sulfocarboxilici avînd în soluţii acide caractere de acizi puternici vor putea reacţiona cu cationii coligeni.

Pe măsură ce *p*H creşte, se observă o îmbunătăţire a flotaţiei pînă la o valoare optimă, caracteristică speciei de ion coligen din soluţie şi colector folosit. Ionul oxidril are o acţiune inversă ca aceea a ionului de hidrogen, favorizînd deshidratarea ionului coligen.

Anumite elemente au tendinţa ca în soluţie să formeze cu apa, prin intermediul atomilor de oxigen, complecşi polinucleari [5]. Această tendinţă este favorizată de prezenţa ionilor de oxidril, deoarece duce la o modificare a sarcinilor ionului coligen, aşa cum reiese din următoarea reacţie schematică dată de un cation trivalent hidratat :

$$[M(OH_2)_5OH]^{2+} + [HO(H_2O)_5M]^{2+} \rightarrow$$
$$\rightarrow [M(OH_2)_5 - O - (H_2O)_5M]^{4+} + H_2O$$

Produsul rezultat devine insolubil şi poate precipita ca hidroxid.

Modificarea sarcinii ionului coligen aduce după sine o modificare a raportului stoechiometric dintre reactivul colector şi ionul coligen. Aceasta explică motivul pentru care în multe cazuri cantitatea de colector necesară pentru extracţia cantitativă este mai mică decît cea corespunzătoare raportului stoechiometric, deşi studiile sistematice făcute au dovedit că teoretic este necesar să existe acest raport pentru separare.

Din exemplul prezentat mai sus reiese că în cazul unor ioni trivalenţi se pot utiliza pentru fiecare atom de metal doi echivalenţi de reactivi colectori în loc de trei, dat fiind că s-a format complexul cu patru sarcini pozitive în loc de şase, cît ar fi corespuns celor doi ioni trivalenţi. Astfel, în cazul extracţiei cuprului s-a găsit că pentru 1 M de Cu sînt necesari numai 0,01 M de colector anionic, ceea ce reprezintă evident un mare avantaj economic.

Experienţele făcute au arătat că stabilitatea spumelor este foarte sensibilă la schimbările de *p*H. Uneori, o modificare de numai o fracţiune de *p*H este suficientă să modifice spuma din stabilă în instabilă.

Vechimea soluţiei influenţează forma sub care se găseşte ionul coligen. De exemplu este cunoscută schimbarea structurii soluţiilor de crom. Ionii hidrataţi pot hidroliza, producîndu-se precipitate slabe. De aceea este indicat ca soluţiile ce se supun flotaţiei ionice să fie pregătite cît mai proaspăt. Evident această măsură nu se referă la soluţiile naturale de coligen (apele marine, apele de mină etc.).

În legătură cu vechimea soluţiilor trebuie atrasă atenţia asupra necesităţii ca soluţiile de reactivi colectori să fie preparate cît mai proaspăt, evitîndu-se astfel tendinţa de producere a micelilor în timpul flotaţiei.

Sărurile neutre din soluţie afectează flotaţia ionică prin efectele pe care le au asupra reactivilor colectori şi asupra ionilor coligeni.

Multe din sărurile neutre au tendinţa de a scădea concentraţia critică micelară, ceea ce are ca efect producerea de miceli la concentraţii ale colectorului mai mici decît cele necesare flotaţiei.

De asemenea, sărurile neutre pot influenţa formarea ionilor coligeni complecşi. Astfel, clorurile şi sulfaţii în anumite proporţii pot mări efectul de reducere a raportului stoechiometric arătat anterior. În proporţii mari sărurile neutre pot deveni supărătoare, împiedicînd flotaţia ionilor urmăriţi. În aceste cazuri se poate proceda la o modificare a sarcinii ionului coligen (prin modificarea *p*H) sau la o diluare a soluţiei.

Influenţa sărurilor neutre este importantă, în special în cazul purificării apelor reziduale sau a tratării apelor marine prin flotaţie ionică.

Temperatura de lucru nu afectează în mare măsură reacţiile de formare a produşilor superficiali, dar influenţează caracteristicile spumei. În general temperatura de lucru trebuie să fie mai mică decît temperatura de topire a produsului rezultat între colector şi coligen. În caz contrar trebuie luate măsuri, care complică realizarea procesului.

Dimensiunea bulelor de aer trebuie să fie, în general, cît mai mică, pentru a realiza o suprafaţă de contact cît mai mare cu soluţia. Pentru a se aprecia importanţa suprafeţei de contact este suficient a arăta că pe o suprafaţă de 1 m^2 se pot fixa aproximativ 5×10^{18} molecule de reactiv colector, care sînt capabile să fixeze numai 0,1 mg de Cu, indiferent de concentraţia soluţiei.

Dacă raza medie a bulelor este r, iar secţiunea transversală a unei molecule de colector de $20\ A^2 = 20 \times 10^{-16}$ cm^2, rezultă că pentru adsorbţia unui mol de reactiv colector vor fi necesare :

$$n = \frac{N \cdot 20 \cdot 10^{-16}}{4\pi r^2} \text{ bule de aer}$$

în care N este numărul lui Avogadro.

Volumul total de gaz va fi :

$$V = \frac{N \times 20 \times 10^{-16}}{4\pi r^2} \cdot \frac{4}{3} \pi r^3 \cong 4 \times 10^8 \times r,\ cm^3.$$

Este de notat, că volumul de gaz necesar este direct proporţional cu raza bulei. Dacă bula de aer are raza 0,01 mm, volumul de aer necesar este de 400 l, în timp ce la o rază

de 0,05 mm volumul necesar de aer este de 2 000 l.

Producerea unor bule cu dimensiuni foarte reduse poate fi realizată în mai multe moduri. Pînă în prezent în flotația ionică s-a folosit metoda producerii microbulelor prin suflarea aerului în soluție printr-o placă poroasă. Dimensiunea bulelor depinde de mărimea porilor plăcii. După Seelinger [6] între dimensiunea porilor și diametrul orizontal al bulelor există următoarea relație :

diametrul porilor, mm	diametrul orizontal al bulelor, mm
0,02 — 0,03	0,5
0,025 — 0,035	0,5
0,045 — 0,070	0,8
0,130 — 0,160	1,2
0,2 — 0,38	2,2

Volumul bulelor depinde de debitul de aer care se trimite sub placa poroasă [7] :

$$V = 0{,}002\ Q^{1{,}90}$$

în care V este volumul bulei, mm³;

Q = debitul de aer, cm³/cm² min.

Presiunea necesară pentru trecerea aerului printr-o placă poroasă cu raza r este :

$$p = \frac{2\gamma \cos\theta}{r} + p_h$$

în care :

γ este tensiunea superficială a soluției ;
θ — unghiul de contact pe care-l face soluția cu pereții plăcii poroase ;
p_h — presiunea hidrostatică.

Lucrul necesar pentru producerea unui număr de n bule de aer va fi :

$$L = n\,(RT\ln p + 4\pi r_b^2 \gamma),$$

în care :

r este raza bulei ;
R — constanta gazelor ;
T — temperatura de lucru.

Microbulele pot fi realizate și prin degajarea aerului din soluție (cu ajutorul vacuumului sau al suprapresiunii) sau prin dispersare mecanică. Cu toate avantajele pe care le prezintă prima din aceste două metode pentru producerea microbulelor ea nu a fost folosită în flotația ionică. Autorii acestui articol încearcă în prezent pentru prima oară utilizarea acestei metode pentru flotația unor ioni de metale comune.

Viteza bulelor influențează randamentul de extracție prin efectul pe care-l are asupra dizolvării produsului format. Dacă bulele se ridică cu o viteză prea mare ele vor produce o turbulență la suprafața lichidului, care are ca rezultat desorbția sublatului de pe suprafața bulelor de aer și trecerea în soluție unde se poate dizolva. Astfel în cazul flotației hexafluorurei de zircon, N. Rice de la Universitatea din Witwatersrand a constatat că mărindu-se debitul de aer de la 1 ml/s la 15 ml/s recuperarea se reduce la jumătate. Rezultatele optime se obțin cînd viteza bulelor este astfel aleasă, încît ele se sparg în dreptul suprafeței lichidului.

Stabilitatea spumei. Cu cît spuma este mai stabilă, cu atît ea va tinde să se prelungească sub nivelul lichidului, îngăduind sublatului să se desoarbă și să se redizolve. Dacă spuma este instabilă ea se va sparge spontan, permițînd sublatului să se colecteze la suprafață sub forma unei pojghițe insolubile. De aceea viteza bulelor trebuie astfel reglată încît să depășească cu puțin viteza de colapsare a bulelor de aer din spumă, formîndu-se astfel la suprafața lichidului o spumă numai de grosimea dorită.

Stabilitatea spumelor și prin urmare viteza bulelor depinde de un număr mare de factori, printre care cei mai importanți sînt dimensiunea bulelor, natura sublatului, *p*H-ul, temperatura etc.

Deoarece turbulența suprafeței reduce randamentul de extracție (în unele cazuri aproape la zero), mașinile cu agitare mecanică sau alte tipuri de mașini convenționale pentru flotația minereurilor nu pot fi utilizate pentru flotația ionică.

Caracteristicile celulelor pentru flotația ionică. Așa cum s-a arătat pînă în prezent au fost utilizate celule în care microbulele au fost produse prin suflarea aerului printr-o placă poroasă plasată la partea inferioară a lichidului. Dimensiunile porilor variază între 50 și 100 μ. În cazul celulelor folosite în scopuri analitice sau de cercetare aerul este suflat printr-o pîlnie Büchner cu placă poroasă nr. 4, avînd diametrul maxim de 10 cm. S-a constatat că rezultate bune se obțin dacă celula are diametrul mai mare decît suprafața poroasă, așa cum se arată în figura 1.

Înălțimea celulei trebuie să fie în general mai mare decît diametrul său.

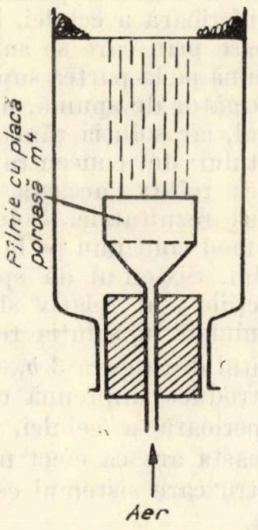


Fig. 1.

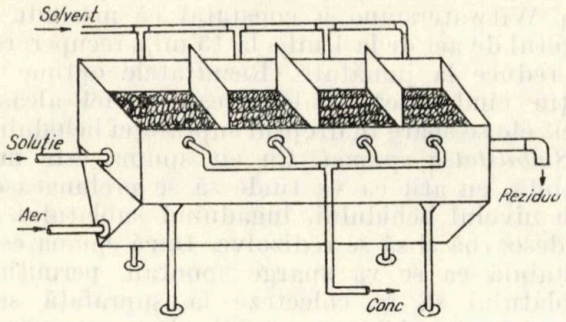


Fig. 2.

Pentru instalațiile industriale sînt indicate celule paralelipipedice, avînd fundul format din plăci poroase. Evacuarea pojghiței de concentrat se poate face în mod mecanic prin scurgere. Un sistem foarte bun pentru evacuarea concentratului constă în folosirea unui solvent nemiscibil cu apa, avînd densitatea mai mică decît 1. Solventul dizolvă sublatul (concentratul) și soluția rezultată se evacuează continuu din celulă așa cum se poate vedea în figura 2.

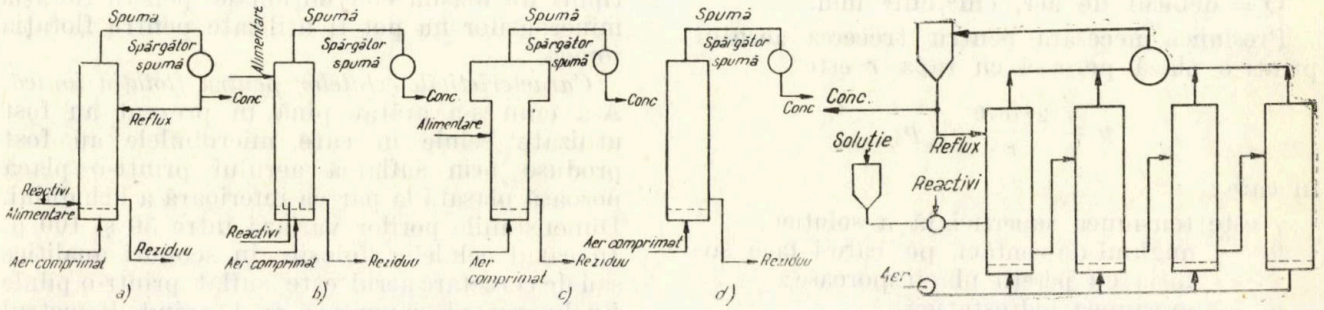


Fig. 3.

Fig. 4.

Circuitele cele mai folosite în practică pentru extragerea metalelor din soluție sînt indicate în figura 3.

În schema din figura 3 *a*, soluția de metal amestecată cu reactivi potriviți se introduce la partea inferioară a celulei, imediat deasupra plăcii poroase prin care se suflă aerul. Spuma care se elimină pe la partea superioară se trimite într-un spărgător de spumă, unde se colectează concentratul, iar soluția rămasă după îndepărtarea stratului de concentrat se reintroduce în celulă ca reflux, aceasta îmbunătățind în unele cazuri rezultatele. Soluția reziduală se elimină în mod continuu pe la partea inferioară a aparatului. Sistemul dă spume concentrate însă extracțiile sînt relativ slabe, o parte din metale rămînînd în soluția reziduală.

În circuitul din figura 3 *b*, soluția de alimentare se introduce împreună cu reactivii pe la partea superioară a celulei, renunțîndu-se la reflux. Aceasta are ca efect mărirea extracției, motiv pentru care sistemul este deseori folosit în practică.

Pentru îmbunătățirea rezultatelor se folosesc uneori celule a căror parte superioară are o suprafață mult mărită, așa cum se arată în figura 3, *c*.

În schema din figura 3, *d* se prezintă un sistem în care alimentarea cu soluție se face pe la partea superioară însă reactivul se adaugă numai parțial în ea, restul introducîndu-se în celula deasupra plăcii poroase. Acest sistem conduce la extracții foarte bune dar cu consum mai mare de reactivi.

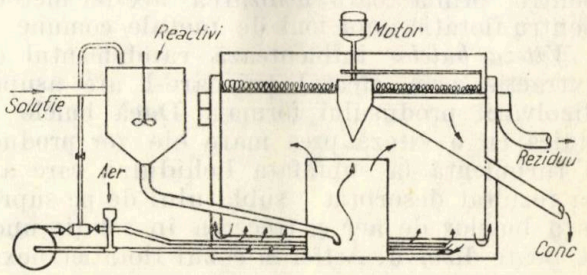
Pentru obținerea unor rezultate bune, atît în ceea ce privește concentrația, cît și extracția se pot folosi mai multe celule în serie care sînt legate între ele după schemele descrise mai sus (fig. 4).

Pentru eliminarea impurităților din apele reziduale printr-un procedeu asemănător cu flotația ionică, se folosesc, pe scară largă, aparate cu vacuum sau cu suprapresiune. Aceste aparate pot fi utilizate și pentru extragerea industrială a ionilor metalici din soluții. În figurile 5 și 6 sînt prezentate schemele unor celule cu suprapresiune.

Extragerea și purificarea industrială a unor metale rare sau comune

Încercările făcute au arătat că multe metale pot fi extrase din soluțiile lor diluate dacă se folosesc reactivi potriviți. O limitare a aplicării metodei o poate constitui costul reactivilor (care variază între 10 și 100 lei/kg), avîndu-se în vedere că în unele cazuri se folosesc cantități **st**oechiometrice, iar greutatea moleculară a reactivilor este relativ mare (peste 200). Dacă se ține seamă că prin conducerea judicioasă a

Fig. 5.



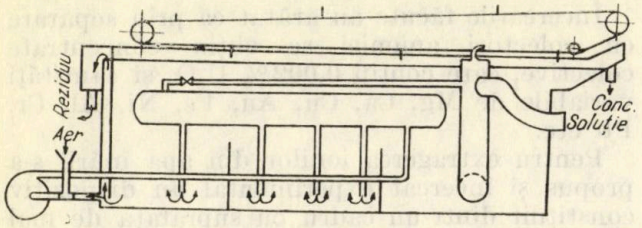


Fig. 6.

procesului, raportul stoechiometric poate fi redus (așa cum s-a arătat) și că în majoritatea cazurilor reactivul colector poate fi recuperat din concentrate, se poate face afirmația că în foarte multe cazuri flotația ionică a metalelor din soluție are o justificare atît tehnologică, cît și economică [8].

Pînă în prezent studiile întreprinse au arătat că dintre elementele grupei I (Li, Na, K, Rb, Cs) singurul care poate fi extras industrial este Li, care poate fi flotat cu colectori anionici, avînd lanțul hidrocarbonat cît mai lung posibil (de exemplu stearat). În scopuri analitice sau pentru cercetări științifice s-a realizat flotația K cu clorură de lauril-amină în cantități mari (pentru 39 g K sînt necesare 925 g amină).

Dintre elementele grupei a II-a (Be, Mg, Ca, Sr, Ba, Ra) beriliul poate fi flotat singur sau împreună cu aluminiul cu care *ocură* adesea în natură, din soluții de fluoruri, folosindu-se un colector anionic. Mg și Ca pot fi flotați împreună sau separat. Rezultate promițătoare s-au obținut în cazul flotației Mg din apele marine cu colectori anionici, avînd lanțuri hidrocarburice lungi.

Bariul poate fi de asemenea flotat cu ajutorul reactivilor anionici.

Din grupa a III-a (B, Al, Ga, In, Tl) nu s-a flotat pînă în prezent ionul de bor. Încercările făcute pentru separarea Al au arătat că printr-o ajustare corectă a *p*H-ului se poate reuși flotația ionică în condiții avantajoase, raportul dintre colector (anionic) și ionul de Al fiind mult mai mic decît cel stoechiometric. Galiul se găsește în soluțiile alcaline sub formă de galat, fiind necesar pentru flotație un colector cationic sau o bază cuaternară de amoniu. În soluții de acid clorhidric galiul ca și indiul sau thaliul se găsesc sub formă de clorocomplecși, putînd fi flotați cu colectori anionici.

Elementele din grupa a IV-a (C, Si, Ge, Sn, Pb) care dau ioni (deci exclusiv C) pot fi separate prin flotație ionică. Siliciul și germaniul care formează compleși anionici se flotează cu baze cuaternare de amoniu. Staniul și plumbul pot fi flotați din soluții clorhidrice, folosindu-se colectori anionici.

Din grupa a V-a au fost flotate As, Sb, Bi, folosindu-se reactivi colectori de tipul α-sulfocarboxilici.

Tiosulfații ce conțin sulful, precum și elementele Se, Te, Po din grupa a VI-a au fost flotate cu diverși colectori cationici, în special cînd se pune problema eliminării lor din soluțiile care merg la schimbători de ioni, mărindu-se prin aceasta eficacitatea de separare.

Sărurile halogenurilor (grupa a VII-a) pot fi flotate cu ajutorul colectorilor aminici (de exemplu cu clorură de laurilamină).

Cuprul, argintul și aurul (grupa I *b*) au fost flotate, fie cu colectori anionici, fie cu colectori cationici, după modul cum se prezintă ionul în soluție. Pentru flotația cuprului s-au folosit acizi α-sulfocarboxilici în cantități substoechiometrice sau săruri aminice.

Argintul și aurul formează complecși cianurici care pot fi flotați cu colectori cationici. Încercările făcute au dovedit că recuperarea cuprului, aurului și argintului din soluții, prin flotație ionică, este economică și prezintă unele avantaje tehnologice față de alte metode clasice.

Elementele din grupa a II-a *b* (Zn, Cd, Hg) pot fi, de asemenea, extrase din soluții prin flotație ionică. Zincul a fost separat din soluții de clorură, cu colectori anionici la un $pH = 7$. În același mod se comportă și cadmiul. Mercurul se flotează cu colectori cationici din soluții de complecși anionici.

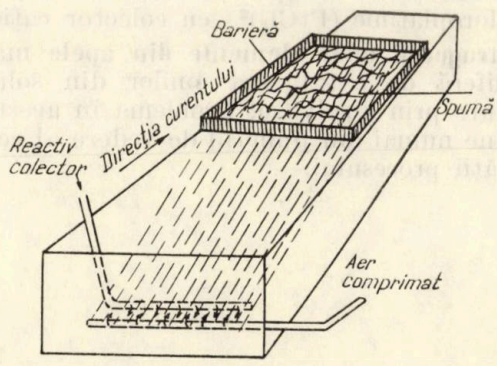
Deși nu au fost făcute încercări sistematice se poate afirma că elementele din grupa a III-a *b* (scandiu, ytriu, lantanide și actinide) pot fi flotate din soluții în care ionii sînt asociați sub formă de grupări complexe.

Dintre elementele grupei a IV-a *b* titanul a fost flotat din soluții concentrate de HCl sub formă de $(TiCl_6)^{2-}$ cu clorură de laurilamină. Separarea hafniului de zircon este studiată datorită importanței acestei probleme. Pînă în prezent nu sînt rezultate concludente.

Din grupa a V-a *b*, vanadiul poate fi flotat sub formă de vanadat cu colectori cationici. Niobiul poate fi separat de tantal sub formă de halogenuri complexe.

Dintre elementele grupei a VI-a *b* (crom, molibden, wolfram și uraniu), uraniul a fost cel mai mult studiat din punctul de vedere al flotației ionice. S-a constatat că se obțin foarte bune rezultate dacă se flotează din soluții de

Fig. 7.



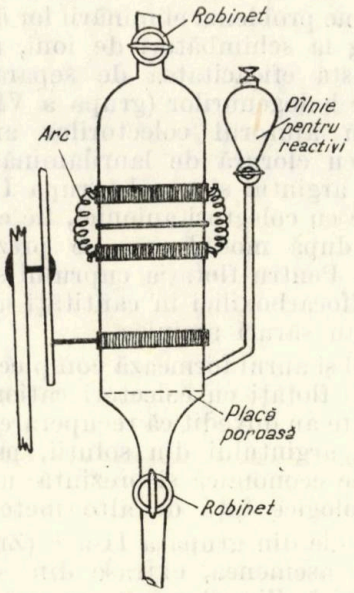


Fig. 8.

acid sulfuric (pH = 2), în care uraniul se găsește sub formă de complex de uranil (UO_2^{2+}), folosindu-se colectori cationici. Poate fi flotat și sub formă de complecși anionici cu baze cuaternare de amoniu sau săruri aminice.

Aplicarea flotației ionice pentru separarea elementelor din grupa a VII-a *b* prezintă importanță în cazul extracției reniului și tecneţiului din soluțiile rezultate în prelucrarea combustibililor nucleari și pentru separarea impurităților de mangan din soluțiile altor elemente, care trebuie să se obțină sub formă foarte pură. Manganul se separă din soluții de HCl cu clorură de laurilamină.

Dintre elementele grupei a VIII-a *b* fierul nu poate fi extras prin flotație ionică, datorită valorii sale reduse. În anumite cazuri însă, cînd se pune problema eliminării urmelor de fier din unele soluții, flotația ionică poate deveni interesantă. Încercările au arătat că în aceste cazuri se poate flota fierul sub formă de complecși anionici cu diverse săruri aminice.

Cobaltul și nichelul pot fi flotate sub formă de complecși.

Platina poate fi ușor flotată sub formă de ion cloroplatinic $(PtCl_6)^{2-}$ cu colector cationic.

Extragerea unor elemente din apele marine nu diferă de extragerea ionilor din soluțiile obținute prin dizolvare. Problema în acest caz se pune numai din punctul de vedere al economicității procesului.

Încercările făcute au arătat că prin separare cu colectori anionici se obțin concentrate colective, care conțin 0,002% U_3O_4 și cantități variabile de Mg, Ca, Cu, Au, Fe, Ni, Al, Cr, Pb etc.

Pentru extragerea ionilor din apa mării s-a propus și încercat experimental un dispozitiv constituit dintr-un cadru cu suprafața de mai mulți metri pătrați ce se plasează la suprafața mării într-o regiune în care există un curent slab marin. În aval pe curent, la o adîncime de cîțiva metri, se introduce o conductă prin care se alimentează reactivii colectori, iar prin alta, prevăzută cu duze, se trimite aer comprimat. Curentul va antrena bulele de aer și reactivii de flotație, formînd spuma în interiorul cadrului de la suprafața mării, de unde apoi concentratul este colectat periodic. În figura 7 este prezentat schematic un astfel de cîmp de flotație.

Folosindu-se acest dispozitiv, s-a calculat că dacă aerul se introduce printr-o țeavă cu lungime de 100 m, plasată la o adîncime tot de 100 m, într-un curent marin ce are o viteză de 1 km/h, se acoperă un volum de exploatare în care se găsesc 12 700 t Mg, 0,01 — 0,1 t Cu, 15 kg U și 60 g Au. Este de presupus că dacă numai o mică parte din aceste elemente se recuperează, procedeul poate deveni interesant, dat fiind costul relativ scăzut de exploatare.

Aplicații analitice. Datorită faptului că flotația ionică poate fi folosită pentru separarea unor ioni care se găsesc într-o concentrație de 10^{-7} moli/l cu o selectivitate de aproape 100% face ca metoda să fie utilizată și în scopuri analitice. Evident că în acest caz trebuie să se aplice o tehnică specială. Un aparat pentru analiza prin flotația ionică este indicat în figura 8. Evacuarea concentratului în acest caz seface cu ajutorul unui solvent nemiscibil cu apa.

BIBLIOGRAFIE

[1] Langmuir, I. și Schaefer, V. I. *J. Am. Chem. Soc.* **59**, 1937.
[2] Sebba, F. *Ion Flotation*, Ed. Elesevier, Publisching Co., London, 1962.
[3] * * * *Ion flotation wins Metals from Solutions.* Eng. Min. Journal, **160**, nr. 9.
[4] Schepf, R. și Gaden, E. *Foam fractionation: metals.* Chemical Engineering Progress, **55**, nr. 5, 1959.
[5] Sellén, L. G. *Quart Revs.* London, **13**, 1959.
[6] Seelinger, P. *Chemical Engineering Progress*, **46**, 1950.
[7] Hanisch, B. *Die wirtschaftliche Anwendung der Flotation mit sehr kleinen Luftblasen zur Reinigung von Abwasser*, Oldenburg-München, 1960.
[8] Schütz, F. Trans. Faraday, Soc., 42, 1946.
[9] Sebba, F. Nature, 188, nr. 26.

I. LĂZĂRESCU și C. BEINICEANU

Rolul aurului şi evoluţia lui în domeniul economic*

(I)

I. Cunoaşterea aurului

Istoria aurului se confundă cu aceea a omenirii şi a diferitelor ei civilizaţii, apărute pe rînd şi apuse în decursul timpurilor.

Vechea şi originala civilizaţie a egiptenilor a cunoscut şi a întrebuinţat aurul cu 50 de veacuri înaintea erei noastre; s-au găsit chiar planurile unor mine de aur din acele timpuri, iar lucrătura obiectelor de aur se făcea cu o artă deosebită, apreciind după obiectele aflate în mormintele rămase din acele vremuri.

Chinezii au întrebuinţat aurul pentru baterea monedelor cu 25 secole î.e.n., iar babilonienii, fenicienii, grecii, romanii toată lumea veche a cunoscut aurul şi l-a întrebuinţat mult, aşa cum reiese din însemnările scriitorilor vechi, precum şi din obiectele rămase.

Herodot (sec. al V-lea î.e.n.) scrie despre aurul Indiei, adunat din nisipul rîurilor şi descrie bogăţia în aur a minelor din Macedonia, care au contribuit la măreţia lui Alexandru Macedon şi pomeneşte, de asemenea, despre aurul aflat în ţările din nordul Sciţiei, probabil Uralii de astăzi.

Pliniu cel Bătrîn aminteşte de zăcămintele aurifere din India (nisipurile Gangelui), din Italia (zăcămintele Padului) şi din Spania (depozitele Tagului), iar Tacit spune că romanii, cînd au ocupat Anglia, au capturat mari cantităţi de aur.

Transilvania a fost cunoscută cu mult înaintea erei noastre pentru bogăţia sa în minele de aur. Vasile Pîrvan arată că exploatarea aurului în Ardeal a început cu circa 1 000 ani înaintea erei noastre.

Aurul Daciei ajunsese să fie vestit şi cucerirea acestei „Californii antice", cum a numit-o un savant francez, s-a înfăptuit şi pentru ca Imperiul Roman să intre în posesia aurului în scopul îmbunătăţirii finanţelor care erau secătuite.

Acest lucru rezultă de altfel şi din măsurile administrative luate imediat după cucerire. În primele decenii s-au adus colonişti de la minele din Dalmaţia pentru asigurarea, cu braţe de muncă calificate, a exploatării aurului.

De asemenea, în primii ani după cucerire s-a construit unul din principalele drumuri din Dacia care de la Napoca, actuala aşezare a Clujului, printr-o derivaţie, stabilea comunicaţia permanentă cu centrul minier Ampelum, unde era aşezată administraţia romană a minelor de aur.

După scriitorul bizantin Johannes Lydus, din sec. al IV-lea e.n., cantităţile de aur capturate au fost de circa 160 000 kg.

Datorită calităţilor fizice şi chimice ale sale, aurul este, din cele mai vechi timpuri şi pînă astăzi, metalul cel mai cunoscut din lume.

Aurul are întrebuinţări multiple, dar cea mai însemnată şi care l-a făcut să fie cea mai cunoscută şi cea mai dorită marfă din lume a fost folosirea lui ca monedă.

Se ştie că banii au apărut ca o consecinţă a unor relaţii de producţie, pe o anumită treaptă de dezvoltare a societăţii.

Făcînd o incursiune în istoria banilor se constată că aceştia au apărut din schimbul de mărfuri, ca urmare a diviziunii muncii.

În comuna primitivă nu existau bani întrucît, atît mijloacele de producţie cît şi produsele muncii erau comune. Primele schimburi de mărfuri se situează, după Garozlov, în epoca neolitică.

Banii au apărut într-o fază avansată a schimbului, cînd acesta nu se mai făcea întîmplător şi izolat, marfă contra marfă, adică în faza în care participau mai multe mărfuri la schimb.

Popoarele nomade au fost primele care au dezvoltat forma de bani pentru că toată averea lor se găsea sub forme mişcătoare şi pentru că felul lor de viaţă le-a adus în contact continuu cu alte comunităţi.

Vitele *, blănurile, peştele, ceaiul, sarea, cacao care au îndeplinit la început rolul de bani, au fost înlocuite cu metalele, o dată cu descoperirea metodelor de prelucrare a acestora.

Au servit ca echivalent general arama, fierul, argintul etc., dar aurul le-a înlocuit pe toate datorită multiplelor sale calităţi: rezistenţă

* Articolul a intrat în redacţie în luna martie 1967.

* În latineşte pecus înseamnă vită, iar pecunia, bani.

față de agenții fizici și chimici, identitate a calității, dificultate de falsificare, valoare de schimb ridicată, capacitatea de a fi transformat din obiecte de lux în lingouri, din lingouri în monede și invers etc.

Aurul, spunea Karl Marx, se opune celorlalte mărfuri ca bani, numai pentru că mai înainte li s-a opus ca marfă. Asemenea celorlalte mărfuri, spunea Marx, aurul a funcționat și el ca echivalent, fie ca echivalent singular în acte de schimb izolate, fie ca echivalent special alături de alte mărfuri echivalent. Puțin cîte puțin el a ajuns să funcționeze în sfere mai restrînse sau mai largi ca echivalent general. Îndată ce a cunoscut monopolul acestei poziții în expresia de valoare a lumii mărfurilor, el devine marfă bani și abia în momentul în care a devenit marfă bani valoarea generală a mărfurilor se transformă în forma bani.

Aurul a devenit necesar prin funcțiile aurului-bani (echivalent al mărfurilor, mijloc de circulație, mijloc de plată, mijloc de tezaurizare și bani universali). Acestea s-au dezvoltat o dată cu extinderea circulației mărfurilor. Operația nemijlocită a aurului-bani, în schimbul mărfurilor, se face însă prin funcția sa de mijloc de circulație : prețurile mărfurilor sînt considerate egale cu anumite cantități de bani, însă forma de circulație nu așază față în față cele două mărfuri care se schimbă, ci pune întotdeauna în mod fizic la polul vînzării marfa și la polul cumpărării banii, ceea ce impune apariția fizică a acestora din urmă.

Lingourile, obiectele și monedele de aur au înlesnit, datorită în special valorii lor ridicate, exercitarea funcției de tezaurizare, iar în cazurile de amînare a plății mărfurilor cumpărate, pentru impozite, prestări de serviciu etc. banii intervin ca mijloc de plată.

Funcția actuală a aurului este aceea de bani universali, funcție în care aurul se dezbracă de forma de monedă în circulație și apare, din nou, ca o cantitate de metal necesară schimbului extern.

II. Evoluția formei și a întrebuințării aurului în domeniul economic

Fazele prin care a trecut aurul, folosit ca instrument de schimb, sînt următoarele :

— faza lingourilor brute cînd pentru fiecare operație de schimb, lingoul de aur trebuia analizat și cîntărit cu balanțe și pietre de încercare. Operația era însă anevoioasă și puțin precisă ;

— faza lingourilor fasonate corespunde cu utilizarea unor lingouri de o anumită greutate și cu un titlu cunoscut, ceea ce elimină operațiile de cîntărire și de analiză. Ideea aceasta se pare că a pus-o în practică regele Lydiei, între anii 650—700 î.e.n. (Cele cîteva exemplare din aceste lingouri care se află la British Museum sînt formate dintr-un aliaj de aur și argint (electrum), au forma ovoidă, ca un bob de fasole, iar pe ele se disting cîteva linii și trei ștampile.)

Evreii și babilonienii au folosit ca instrument de schimb bucăți de aur care cîntăreau 6 g și se chemau „Sekel" (primele monede după unii autori). Pentru operațiile comerciale, fenicienii au utilizat, de asemenea, bucăți de aur de o anumită mărime, pe care imprimau valoarea lor și ștampila emițătorului.

Regele lydian Cresus, posesorul minelor de aur din Pactole, a decretat monopolul monedei de aur, făcînd-o monedă de stat, sistem ce s-a generalizat cu timpul în toate statele.

După generalizarea monedei metalice ca instrument de schimb, ea a fost aproape singurul mijloc de schimb întrebuințat de oameni timp de peste 2 500 ani.

Pe teritoriul țării noastre s-au găsit obiecte din aur folosite pentru schimb și datînd din anii 1 500—500 î.e.n. : lingourile de aur din tezaurul de la Persinari — Tîrgoviște, inelele de aur găsite la Cocora — Aiud, la Turnu Măgurele, Grădiștea și Zăvideni, lingourile spirale de aur din Banat.

Cele mai vechi monede bătute însă pe teritoriul României sînt cele ale Histriei. Primele drahme histriene din argint, în greutate de aproximativ 8,3 g, purtînd pe o parte vulturul ținînd în ghiare un delfin — emblema Histriei — iar pe cealaltă parte capetele inversate ale unor personaje, datează din secolele V—VI î.e.n.

Au continuat apoi să circule monedele Imperiului Macedonean și anume ale lui Filip al II-lea, Alexandru Macedon, Lisimah și ale coloniilor Calatis (actuala așezare a Mangaliei) și Tomis (Constanța de azi).

Între monedele găsite din acea vreme pot fi menționate : staterul de aur tip Lisimah, emis la Calatis în sec. III — II î.e.n., monede de bronz emise de același oraș, staterul de aur tip Lisimah emis la Tomis în sec. III-II î.e.n., monede de bronz emise de regii sciți Allios și Acrosos în sec. III—II î.e.n., staterul de aur emis de Filip al II-lea, regele Macedoniei în sec. al IV-lea î.e.n., tetradrahma de argint emisă de același rege, dublul stater de aur emis de Alexandru cel Mare, monedele autohtone geto-dace etc.

Din cele relatate rezultă că, din cele mai vechi timpuri, circulau pe pămîntul țării noastre monede bătute din metale diferite.

Sistemul monetar roman se baza pe emisiuni monetare din trei metale : aur, argint și bronz. După reforma monetară a lui Nero, moneda de aur (aureus) reprezenta 1/42 dintr-o libră, adică circa 7,8 g, moneda de argint (denarul) a 96-a parte dintr-o libră, iar moneda de bronz era bătută în trei valori principale : sesterțiul în greutate de 25—27 g, dupondiul de 13—14 g

și asul de 11—12 g corelațiile valorice fiind : un aureus = 25 denari = 100 sesterți = 200 dupondii = 400 ași.

Menținerea monedelor pe o durată mai îndelungată și pe un teritoriu mai întins era legată de cantitatea de metal și de calitatea acestuia. Din acest punct de vedere este cunoscută moneda bătută de împăratul Traian : realul.

În Țara Românească, cele mai vechi monede au fost emise în timpul lui Vadislav Vlaicu (1364—1377), din argint ; ducați (0,90—1,31 g), dinari (0,70 g) și bani (0,35 g), iar în Moldova, în timpul lui Petru Mușat (1377), groși de argint de 0,96 g. Se obișnuia ca fiecare domnitor să bată monedă.

În a doua jumătate a secolului al XV-lea și anume în timpul lui Radu cel Frumos, baterea cu regularitate a monedelor a încetat timp de patru secole, ca urmare a ocupației otomane. În această perioadă au circulat bani ungurești, venețieni, turcești, bulgărești, olandezi etc.

Dintre acestea sînt de menționat ducații venețieni, denumiți zloți tătărești, cu un titlu de 996‰ și care, datorită faptului că și-au menținut titlul nealterat, s-au păstrat timp de cîteva secole, pînă în sec. al XVIII-lea.

Ca urmare a faptului că în relațiile de schimb se foloseau numeroase monede din diferite țări, cum și a falsificării unora dintre aceste monede, a început cel mai rapace comerț : zarafia, comerțul cu bani.

Numărul monedelor străine care circulau pe teritoriul țării noastre la mijlocul secolului al XIX-lea este apreciat la peste 80.

Dintre monedele de aur mai cunoscute la noi, în secolele XIII—XIX, se menționează ducatul de aur al lui Ioan Zapolia, ducatul de aur al lui Sigismund Bathori, medalia de aur a lui Mihai Viteazul, ducații de aur ai dogilor venețieni Giovani Soranzo și Antonio Vermer, altînzlotul de aur al lui Soliman I, mahmudeaua de aur, moneda de 100 franci de aur a lui Napoleon al III-lea, ducatul (galben) austriac al lui Francisc Iosif I etc.

La începutul secolului al XIX-lea, cele mai multe țări europene foloseau bimetalismul (aur+argint). Prima țară care a renunțat la sistemul bimetalist a fost Anglia, care în anul 1816 a adoptat monometalismul aur. Franța a menținut sistemul bimetalist.

Bimetalismul însă nu ținea seama de faptul că un raport de valoare între două metale nu putea fi permanentizat printr-o lege.

Karl Marx arăta că în sfera circulației interne o singură marfă poate servi ca măsură a valorii și deci ca bani, că bimetalismul nu este în fond decît o creație artificială a legii, în cadrul lui funcționînd efectiv ca măsură a valorii, fie numai aurul, fie numai argintul, după împrejurări.

A presupune că același timp de muncă se materializează invariabil în aceleași proporții în argint și în aur înseamnă a presupune în fond că aurul și argintul sînt unul și același material și că argintul reprezintă o fracțiune invariabilă a aurului, sau invers.

Neajunsurile sistemului bimetalist sînt că, în permanență, unul din metale rămîne la un nivel valoric prea scăzut, ceea ce duce la topirea lui și la transformarea lui în lingouri.

În Evul Mediu raportul de valoare între aur și argint a variat între 1/10,5 și 1/12. După descoperirea zăcămintelor de argint din Bolivia, valoarea argintului a început să scadă față de aur. În Anglia ea ajunsese la 1/13,3 în 1612 și la 1/14,5 în 1670. De la începutul secolului al XIX-lea raportul de valoare între cele două metale a continuat să oscileze însă cu mici variații. Franța fixase raportul de 1/15, încă din timpul lui Ludovic al XIV-lea (1785).

Ținînd seama de greutățile create prin folosirea de diferite sisteme monetare, în 1865 s-a căutat să se unifice sistemele monetare ale lumii (în sistemul bimetalist) și să se înlăture greutățile existente, precizîndu-se greutatea, titlul etc *.

După doi ani, într-o conferință internațională ținută la Paris, la care au participat 21 de state (în anul 1867), acestea au hotărît să adopte monometalismul de aur. Statelor care aveau sisteme bimetaliste li s-a lăsat dreptul să mențină etalonul argint, dar numai cu titlu facultativ și tranzitoriu.

În a doua jumătate a secolului al XIX-lea, lumea capitalistă a abandonat bimetalismul sau monometalismul argint și a trecut la monometalismul aur, care a fost de altfel sistemul cel mai stabil dintre toate sistemele create de capitalism.

Funcționarea normală a monometalismului a fost asigurată prin baterea liberă a monedelor de aur, prin mecanismul tezaurizării, prin convertabilitatea nelimitată a semnelor valorii în monede de aur și prin circulația liberă între țări. Baterea liberă a stabilit legătura directă între aur ca marfă și aur ca monedă. Baterea liberă, tezaurizarea, convertibilitatea în aur a semnelor valorii și circulația liberă a aurului au contribuit și la reglarea spontană a cantității de bani în circulație, în raport cu nevoile economiei, în sensul că, în cazul unui exces de monede, acestea se transformau în lingouri și invers.

La noi în țară s-a pus baza sistemului monetar (bimetalist) în anul 1867, stabilindu-se ca etalon al prețurilor leul și indicîndu-se conținutul leului de aur la 0,3226 g cu titlul de 900 ‰, raportul între aur și argint fiind de 1/14,38. Față

* Este vorba de Uniunea latină formată din patru state : Belgia, Franța, Italia, și Elveția.

de alte monede raportul era : lira sterlină = = 25 lei, lira otomană 22,7 lei, ducatul austriac 11,75 lei etc.

În 1889 a fost adoptat monometalismul aur ; s-a menţinut denumirea unităţii monetare — leul — corespunzînd unei cantităţi de 0,3226 g de aur cu titlul 900 ‰, piesele de argint devenind monede divizionare.

În anul 1880 s-a înfiinţat Banca Naţională a României, care era autorizată să emită bilete de bancă cu acoperire în aur de cel puţin 40% ; bancnotele Băncii Naţionale erau convertibile în aur, în mod nelimitat.

Victoria etalonului aur asupra argintului şi a sistemului bimetalist a avut rezultate pozitive, reflectate în consolidarea circulaţiei băneşti, a sprijinirii producţiei şi a lărgirii relaţiilor comerciale. În aceste condiţii de stabilitate monetară internă şi internaţională, de convertibilitate în mod liber şi nelimitat, de circulaţia liberă a aurului peste graniţele statelor s-a dezvoltat capitalismul pe scară mondială.

Datorită dezvoltării inegale a ţărilor capitaliste, repartiţia aurului s-a făcut în mod neuniform, rezervele fiind acumulate de ţările mai dezvoltate din punct de vedere economic. Sporirea rezervelor de aur a devenit unul din cele mai importante mijloace de expansiune economică şi politică a statelor.

În anul 1913 două treimi din cantitatea de aur existentă în lume a fost acumulată de cinci mari puteri : S.U.A., Anglia, Franţa, Germania şi Rusia. Tendinţa de majorare a rezervelor de aur s-a simţit şi la noi în ţară, unde stocul de aur a crescut de la 49,2 mil lei în anul 1900 la 153 mil în 1914 (ca urmare a retragerii monedelor de aur din circulaţie, realizării unei balanţe comerciale excedentare şi cumpărării de aur din ţară şi din străinătate).

În urma tezaurizărilor făcute de către băncile de emisiune şi în special a fluctuaţiilor ce au intervenit *, funcţionarea normală a sistemului monometalist aur nu a mai putut fi asigurată, aurul fiind folosit din ce în ce mai puţin ca mijloc de circulaţie (fiind înlocuit prin bancnote). Dar dacă băncile de emisiune culegeau aurul de pe piaţă şi îl tezaurizau, deci nu îl mai foloseau în scopul monetizării, atunci şi particularii procedau în acelaşi chip.

În aceste condiţii, în timp ce în monometalismul aur volumul circulaţiei băneşti se orienta spontan după nevoile economiei, o dată cu preluarea funcţiei de mijloc de circulaţie de către bancnote, a apărut necesitatea intervenţiei în reglarea volumului de bani necesari circulaţiei.

Rezervele de aur nu au mai fost folosite pentru convertirea banilor, ci pentru acoperirea cheltuielilor statului, în special a celor de război.

* După primul război mondial ţările europene au pierdut mai mult de o treime din rezervele de aur, iar rezervele în S.U.A. au marcat o creştere de 50%.

Bancnotele emise depăşind nevoile economice s-au depreciat şi au determinat pe posesorii lor să ceară convertirea în aur la banca emitentă.

Pentru e evita epuizarea rezervelor de aur, în anul 1914 Franţa a suspendat convertibilitatea francului, urmată în acelaşi an de Belgia, Elveţia şi alte ţări. În Anglia nu a fost suspendată convertibilitatea, însă cererile de convertire au fost considerate acte antipatriotice *.

Rezultă că înaintea primului război mondial, prin forma generală de aplicare a monometalismului aur (aşa-zisul etalon aur monede, în denumirea engleză : Gold specie standard) aurul a circulat liber sub formă de monede înăuntrul ţării şi între ţări, iar alături de monedele de aur în circulaţie internă s-au aflat şi bancnote şi alte semne convertibile în aur. Dreptul de liberă batere a monedelor de aur a făcut ca valoarea nominală a acestor monede să fie aceeaşi cu valoarea pe piaţă a aurului pe care l-au cuprins. Convertibilitatea bancnotelor în monede de aur a făcut ca valoarea nominală a bancnotelor şi valoarea proprie a monedelor corespunzătoare de aur să fie, de asemenea, una şi aceeaşi.

Din această cauză, posesorul unei bancnote a putut să primească în schimbul ei, după dorinţă, aur sau o altă valută, să o trimită în străinătate, să cumpere cu ea mărfuri şi servicii dintr-o ţară străină. În sfîrşit, circulaţia liberă a aurului peste graniţele ţărilor a făcut ca valoarea metalului într-o ţară să coincidă cu valoarea lui externă.

III. Situaţia aurului în perioada următoare primului război mondial

În decursul timpului, preţul metalului galben a variat în funcţie de cantitatea totală de aur produs, fapt general de altfel pentru toate mărfurile.

Variaţia producţiei de aur nu a fost uniformă, prezentînd fluctuaţii de care s-au resimţit preţurile celorlalte mărfuri, care se ridicau sau scădeau, după cum producţia de aur era mai abundentă sau mai restrînsă.

În general, variaţia producţiei de aur a fost următoarea :

— aurul extras în toată lumea veche se apreciază la 7 000 000 kg ;

— în secolul al XVII-lea, producţia medie anuală a fost de circa 19 000 kg ;

— în prima jumătate a secolului al XIX-lea, producţia medie anuală a fost de 23 700 kg aur, iar în a doua jumătate de 207 864 kg aur. Creşterea excepţională a producţiei în a doua jumătate a secolului al XIX-lea se datoreşte descoperirii zăcămintelor din California şi din Australia.

— În secolul al XX-lea, producţia medie anuală, pînă în 1932, a fost de 603 779 kg aur.

* Anglia a suspendat convertirea bancnotelor în anul 1931.

În timpul primului război mondial, producția de aur s-a redus de la circa 700 000 kg (în 1914—1915) la circa 500 000 kg în 1919—1920.

Deși producția acestei perioade a fost mai mică față de producția din perioada antebelică, totuși prețul aurului a scăzut față de prețurile celorlalte mărfuri, care au crescut.

Scăderea prețului aurului pare să fi fost cauzată de restrîngerea întrebuințării lui ca monedă în circulație căci, după cum s-a mai amintit, moneda metalică de aur a dispărut aproape complet din circulație, în această perioadă. Tot așa scăderea prețului a provocat restrîngerea activității exploatărilor aurifere și deci micșorarea producției de aur.

Marea criză a economiei capitaliste, din perioada anilor 1929—1932, care și-a avut originea în războiul mondial și în urmările lui, a adus perturbări și modificări importante în funcțiunea etalonului aur și a sistemului monetar internațional.

Criza economică a avut ca urmare scăderea generală a prețurilor, impunînd astfel statelor debitoare să plătească cu aur datoriile lor, comerțul fiind astfel în continuă scădere. Plătind în aur a scăzut acoperirea metalică a monedei de hîrtie, ceea ce a produs neîncrederea cetățenilor în moneda națională și i-a determinat să preschimbe biletele de bancă, cerînd aur în schimb.

Capitalurile străine, cuprinse de aceeași neîncredere, s-au repatriat, micșorînd astfel și mai mult rezervele de aur ale statelor debitoare. Deficitele balanțelor economice ale acestor state trebuiau acoperite cu aur, deci cererile de aur sporeau și mai mult.

În același timp, aurul s-a acumulat în cîteva țări ca Statele Unite ale Americii, Franța, Elveția, Olanda, sporind considerabil depozitele acestor țări care, din cauza nesiguranței, nu mai acordau împrumuturi decît într-o măsură foarte mică, ceea ce a făcut ca celelalte state să caute și mai febril aurul.

Din această sumară prezentare, rezultă că aurul se găsea în cantitate mult mai mică decît ar fi fost necesar țărilor debitoare, fapt care le-a dus la insolvabilitate.

Mai rezultă, de asemenea, o repartiție defectuoasă a aurului între diferitele state, întrucît în cîteva țări — amintite mai sus — s-a acumulat cea mai mare parte din aurul lumii, restul statelor resimțind lipsa foarte accentuată a acestui metal.

În această situație, ceea ce a mărit și mai mult nesiguranța și a adus haosul monetar, a fost imposibilitatea pentru Londra de a continua să îndeplinească — și după primul război mondial — rolul de „Cameră de compensații internațională", rol pe care-l deținuse mai bine de un secol în viața economică a lumii.

Războiul a făcut ca America (S.U.A.) să devină din debitoare, creditoare a Europei; la începutul războiului, America datora Europei 5 miliarde dolari, iar la sfîrșitul războiului, Europa era datoare Americii 10 miliarde de dolari.

Victorioasă numai în aparență, Anglia — respectiv Londra — a pierdut rolul de capitală economică a lumii, la care aspira Washingtonul. În 1919, America a denunțat acordul de schimb stabilit în 1917. Banca Angliei nu a mai putut livra aur; efectul: lira sterlină și francul au început să aibă fluctuații. Rînd pe rînd, statele au părăsit sistemul etalonului aur, suspendînd convertibilitatea biletelor de bancă; unele țări și-au depreciat moneda, modificîndu-i conținutul aur, iar foarte puține au rămas credincioase etalonului aur.

De acum încolo, Washingtonul tindea să devină clearing universal. Dar Londra nu a vrut să renunțe la rolul pe care-l deținuse atîta vreme și care-i adusese mari foloase. Parisul, cu marile lui rezerve de aur, tindea și el la conducerea aparatului internațional. Aceasta a făcut să se deslănțuiască cea mai cumplită luptă monetară din cîte s-au văzut vreodată.

Mai bine de zece ani, trei dintre cele mai mari institute monetare ale lumii — Banca Angliei, a Franței și a Statelor Unite — s-au războit fără cruțare, disputîndu-și conducerea aparatului internațional de schimb.

Peripețiile acestei lupte de supremație și toate episoadele ei, cu urmări nefaste pentru economia mondială, s-au reflectat în diverse lucrări apărute în aceea perioadă cum și în presa vremii.

Momentele mai importante ale acestei lupte monetare sînt menționate mai departe. Ca eveniment important trebuie amintită detașarea lirei sterline de etalonul aur, în septembrie 1931.

După ce fiecare dintre marile state interesate dusese lupta pentru supremație, fără rezultat, la 12 iunie 1933, se reuneau la Londra, într-o conferință economică internațională, reprezentanții a 66 de națiuni. Conferința urmărea scopul de a ajunge la o înțelegere și la o stabilitate monetară acceptată de toată lumea.

Franța, Anglia și Statele Unite neputînd stabili între ele nici un acord, conferința s-a dizolvat la 27 iulie 1933, mărind și mai mult haosul economic și monetar.

Franța, împreună cu Belgia, Olanda, Elveția, Italia, Polonia, România etc. au menținut neschimbată valoarea aur a monedelor lor, adică au rămas credincioase etalonului aur și au constituit așa numitul „bloc-aur".

Înainte de plecarea delegaților de la conferință, Anglia, împreună cu reprezentanții Dominioanelor și ai Indiei, au hotărît să nu stabilizeze monedele lor în mod separat, ci să le țină într-un raport fix față de liră, constituind astfel „blocul-sterling", opus „blocului aur".

În Europa și America, bursele s-au transformat în cîmpuri de bătălie : aurul, devizele urcă și coboară fără motive de ordin economic ca și prețurile produselor fabricate și ale materiilor prime. În această luptă, aurul n-a mai apărut ca un mijloc pentru soldarea balanțelor deficitare, ci ca o rezervă de mijloace de luptă.

Situația monetară la care s-a ajuns prin aceste lupte prezenta, în anul 1933, următorul aspect general :

— sisteme monetare rămase neschimbate, cu monedele atașate de etalonul aur sau de etalonul argint (Franța, Olanda, Persia etc.) ;

— sisteme monetare cu convertibilitatea suspendată și cu introducerea controlului devizelor (Spania, Japonia, Brazilia) ;

— sisteme monetare schimbate, prin adoptarea altui etalon (Indochina, aur în loc de argint), prin modificarea conținutului aur al monedei, (Cehoslovacia), sau prin suspendarea convertibilității și modificarea parității aur (S.U.A.) ;

— sisteme fără convertibilitate în aur și curs forțat (Anglia, Suedia, Australia etc.) ;

— sisteme care au introdus regimul forțat al devizelor (Germania, Ungaria, Austria).

În această perioadă multe state și-au devalorizat moneda.

IV. Situația și rolul aurului în mijlocul acestor frămîntări

Toate statele, începînd cu acelea care au părăsit etalonul aur ori și-au depreciat moneda, au căutat, prin toate mijloacele posibile, să acumuleze cît mai mari cantități de aur. În fond, lupta monetară înfățișată fugitiv se reducea la ingenioase manevre făcute de băncile de emisiune ale statelor aflate în conflict. Aceste manevre aveau ca unic scop drenarea metalului galben din celelalte țări — aflat la bănci sau la particulari — în depozite proprii.

S-a inițiat astfel o adevărată goană după aur : cîteva aspecte ale acestei tendințe de acaparare a aurului și consecințele ei sînt redate, pe scurt, în cele ce urmează.

Londra căuta să-și reia rolul de „Cameră de compensații internațională", pe care-l deținuse în trecut. Dar, una din condițiile obținerii acestei superiorități era ca piața Angliei să fie cea mai mare piață a aurului. Aceasta pentru ca, în cazul cînd n-ar putea găsi la ea însăși nici efectele de comerț și nici titluri ale unei țări anumite, să-și poată procura cu ușurință aur.

Cînd Londra a vrut să-și reia supremația ei economică, a căutat să îndeplinească mai întîi această condiție : să păstreze piața aurului și să-și reconstituie rezerva metalică.

Prin tot felul de manevre, Londra a reușit să dreneze enormele cantități de aur tezaurizate de secole în India, să cumpere aurul felahilor din Egipt, plătindu-l peste cursul pieții și să acapareze producția minelor sud-africane, refăcîndu-și astfel rezervele ei metalice.

Desigur că nici celelalte state n-au renunțat la luptă și, de aceea, au luat diferite măsuri pentru păstrarea și mărirea rezervelor de aur. Una dintre aceste măsuri a fost prohibirea parțială a exportului de aur, decretată de S.U.A. de președintele Roosevelt, la 4.III.1933 și obligația pusă producătorilor americani de a-și vinde aurul produs de ei, trezoreriei americane, dar la un preț inferior celui mondial.

În anul 1929, o dată cu reforma bănească, la noi în țară s-a revenit asupra convertibilității bancnotelor (în aur sau devize aur).

Rezultatul a fost că în perioada de criză care a urmat, rezervele valutare ale băncii au fost secate.

Pentru refacerea rezervelor și a asigurării plăților în străinătate s-au luat unele măsuri ajungîndu-se la situația ca în 1932 să se instituie monopolul băncii de emisiune asupra comerțului de aur și devize. Orice vînzare sau cumpărare de monede și lingouri de aur și alte mijloace de plată în străinătate nu se putea face decît prin Banca Națională, exportul de lei se făcea numai pe bază de autorizare a băncii (străinii puteau dispune liber de disponibilitățile lor la bănci în lei sau valută străină).

Nesiguranța generală și o dată cu ea neîncrederea au crescut și toată lumea a început să schimbe moneda hîrtie sau titlurile de valoare pe aur. În toate țările, particularii cumpărau aur sub formă de piese metalice sau chiar sub formă de lingouri. Puternicele societăți industriale sau financiare își asigurau sub formă de aur metalic o parte însemnată din rezervele lor.

Această acțiune de tezaurizare pe plan mondial a atins apogeul în anul 1933. Cantitatea de aur tezaurizat în acel an se ridica la o valoare de 3 miliarde franci elevețieni, față de 500 mil în 1932.

Din datele publicate de Banca Reglementelor Internaționale reiese că producția mondială de aur întrebuințat pentru scopuri monetare în anul 1933 s-a ridicat la 3 240 mil franci elvețieni, rezultînd o medie lunară de 270 mil franci elvețieni. Comparația între această cifră medie și variațiile lunare ale stocului din băncile de emisiune arată mersul tezaurizării în lunile respective. În tabela 1 se arată variația rezervelor în diferite state.

Din calculele făcute de Banca Reglementelor Internaționale, rezultă că aurul tezaurizat de particulari se evalua la începutul anului 1934 la minimum 7 miliarde franci elvețieni, adică aproximativ de 2,5 ori producția anuală mondială.

Din aurul tezaurizat de particulari în toată lumea, o treime se afla în Anglia.

Tabela 1

1933	Variația stocului de aur al Statelor Unite	Variația stocurilor de aur ale altor 49 de state	Variația totală pentru 50 de state	Aur produs în 1933	Tezaurizare (+) sau resorbire (−)
Ianuarie	+ 150	− 5	+ 145	− 270	− 125
Februarie	−1379	+425	− 954	− 270	−1224
Martie	+ 560	+446	+1026	− 270	+ 756
Aprilie	+ 316	−129	+ 187	− 270	− 83
Mai	+ 73	−519	− 446	− 270	− 716
Iunie	+ 31	−161	− 130	− 270	− 400
Iulie	+ 21	+430	+ 451	− 270	+ 181
August	+ 41	+265	+ 306	− 270	+ 36
Septembrie	+ 10	+265	+ 275	− 270	+ 5
Octombrie	−	+ 36	+ 36	− 270	− 234
Noembrie	+ 5	−518	− 518	− 270	− 783
Decembrie	+ 6	−161	− 155	− 270	− 425
Total	− 172	+400	+ 228	−3240	−3012

În decurs de 15 luni — de la 1.I.1933 pînă la 31.III.1934 — importul net de aur al Angliei, după statisticile vămale, a fost de 4 500 mil franci elveţieni. În acest timp, rezervele Băncii Angliei au crescut numai cu 1 750 franci elveţieni, diferenţa fiind tezaurizată de particulari, în cea mai mare parte, sau a mărit fondul de egalizare pentru menţinerea lirei.

În această luptă pentru acumularea unui stoc cît mai mare de aur, unele state — respectiv băncile lor de emisiune — prin manevre abile şi ingenios combinate au reuşit să-şi mărească rezervele lor metalice cu aurul sustras altor state.

De pildă, devalorizarea dolarului în aprilie 1933 şi eşecul conferinţei de la Londra, din iunie 1933, au fost două evenimente al căror rezultat s-a manifestat prin pierderi masive de aur în ţările care au păstrat etalonul aur. Acest fapt este evident în tabela 2, în care se arată variaţia rezervelor de aur ale băncilor de emisiune principale pentru perioada 1.I.1933 — 31.III.1934 (cifrele sînt date în milioane de franci elveţieni).

Din examinarea acestui tabel se observă scăderi mari în ţările „blocului aur" — Franţa, Elveţia, Olanda — şi creşteri considerabile în Anglia şi Statele Unite.

Comparînd datele statistice asupra producţiei mondiale de aur cu variaţia stocurilor metalice ale băncilor de emisiune din perioada respectivă, se ajunge la concluzia că pentru prima oară în istoria monetară, producţia de aur dintr-un an întreg (anul 1933), în loc să servească la susţinerea nivelului general al preţurilor, a fost tezaurizată.

Efectul acestei tezaurizări a fost agravarea crizei, din care omenirea căuta să scape tocmai prin tezaurizare. Concluzia la care s-a ajuns, în acea vreme, de către economiştii specialişti în materie a fost că, nu rezervele de aur erau insuficiente, ci modul de utilizare al acestor rezerve era defectuos.

La sfîrşitul perioadei analizate succint în cele expuse mai sus situaţia era următoarea: din cele 60 de state, cîte adoptaseră etalonul aur, cele mai multe au părăsit oficial acest etalon.

Dar nici ţările care au rămas credincioase etalonului aur şi care am văzut că au constituit „blocul aur" (la 27.VI.1933) nu au mai avut un sistem monetar bazat pe un veritabil etalon aur. Aceasta pentru că prin manevrele băncii Angliei, care cumpăra aurul de pe piaţă la un preţ mai ridicat decît valoarea lui în franci francezi, s-a ajuns ca şi valoarea francului faţă de celelalte monede să devină variabilă şi acest lucru s-a petrecut cu toate monedele din „blocul aur".

În modul acesta s-a ajuns la situaţia că nici-o monedă din lume nu s-a mai găsit într-un raport fix faţă de aur.

De cînd etalonul aur a fost părăsit sub diferite forme de diferitele state şi de cînd personalităţi din viaţa economică şi politică a lumii au dezlănţuit împotriva domniei aurului campanii răsunătoare, de cînd s-a încercat înlocuirea vechiului etalon aur cu alt etalon: argint sau platină, marfă sau grîu, muncă etc., toată lumea a început să facă sforţări uriaşe pentru a aduna cît mai mari cantităţi de aur; băncile de emisiune, trezoreriile, particularii s-au luptat pentru a tezauriza cît mai mult metal galben. Niciodată aurul n-a fost mai mult căutat decît în perioada aceasta, după ce şi-a pierdut funcţia lui clasică.

În concluzie, după primul război mondial, funcţia monometalismului aur nu a mai putut

Tabela 2

Tara	Stocul de aur la 1. ian. 1934	31 martie 1934	+ sau −
Franţa	16857	15150	− 1707
Elveţia	2471	1746	− 725
Germania	1083	383	− 700
Olanda	2151	1638	− 513
Australia	214	13	− 201
Siam	144	0	− 144
Argentina	1285	1235	− 50
Canada	710	668	− 42
Ungaria	88	71	− 17
Norvegia	200	187	− 13
Polonia	292	280	− 12
Egipt	171	168	− 3
Austria	109	138	+ 29
Belgia	1871	1945	+ 74
Portugalia	124	199	+ 75
Cehoslovacia	262	341	+ 79
Grecia	40	122	+ 82
Mexic	21	104	+ 83
U.R.S.S.	1906	2079	+ 173
Suedia	286	519	+ 233
Africa de Sud	201	450	+ 249
Italia	1593	1875	+ 282
Anglia	3021	4819	+ 1798
Statele Unite	20964	23555	+ 2591

fi asigurată. Se poate spune că funcţiile aurului au încetat prin tezaurizarea sa? Nu! În primii ani după război (1925) în Anglia s-a adoptat sistemul etalonului aur lingou (gold bullion standard). Prin acest sistem aurul nu a mai circulat efectiv ci a fost ţinut ca rezervă în tezaurul emitentului de bancnote sub formă de lingouri.

Bancnotele erau convertibile în aur însă numai sub formă de lingouri, ceea ce demonstrează că în cadrul acestui sistem aurul nu este menit să circule sub formă de monedă şi exclude sumele mici (un lingou cîntăreşte circa 400 uncii troy = 12,4414 kg la preţul de 35 dolari uncia = 14 000 dolari) cît despre circulaţia aurului peste graniţă ea este liberă.

O altă formă limitată de etalon aur a apărut după primul război mondial, sub denumirea de etalon devize sau etalon aur de schimb (gold exchange standard) stabilită la conferinţa de la Genova în 1922.

În cadrul acestui sistem, legătura între bancnotele aflate în circulaţie şi aurul deţinut de banca de emisiune este inexistentă (banca nu este datoare să convertească bancnotele). Convertirea bancnotelor se asigură prin devize şi valute aur, adică prin mijloace de plată ale unor ţări în care moneda este convertibilă în mod legal.

Acest sistem continuă să domine şi astăzi în lumea capitalistă: acoperirea bancnotelor se face printr-un stoc de devize.

Banca de emisie nu mai are obligaţia să constituie rezervă de aur în vederea operaţiilor de convertire a bancnotelor ci numai o rezervă de devize provenind din schimburile economice curente cu străinătatea sau dintr-un împrumut extern.

Devizele trebuie însă să fie convertibile liber în alte valute sau în aur.

Pentru bancă, atîta timp cît nu se devalorizează, stocul de devize este avantajos deoarece devizele sînt producătoare de dobîndă, în timp ce monedele sau lingourile de aur sînt total neproductive.

În condiţiile unei producţii de aur care nu ţine pasul cu dezvoltarea economică, etalonul aur devize constituie o soluţie pentru lărgirea circulaţiei băneşti, însă ea trebuie să se bucure de încrederea totală a populaţiei, altfel se produce un dezechilibru în stabilitatea banilor bazaţi pe acest sistem.

Devizele din stocul de acoperire fiind titluri exprimate în monedă străină izvorîte din relaţiile economice curente (trate, cecuri, remiteri etc.) dau beneficiarului dreptul să primească din ţară străină, imediat sau într-un termen scurt, suma din devize în valută. În acest fel aurul din rezervele ce există în statul de proveniență al devizelor serveşte nu numai pentru acoperirea bancnotelor emise în acest stat dar şi a bancnotelor emise de statul care deţine devizele sau valutele sale.

În felul acesta ţările cu un nivel economic inferior se vor servi de această acoperire prin intermediul altor ţări (o altă valută) creîndu-se astfel o dependenţă din punct de vedere economic. Acest sistem interesează deci statele puternice pe linie economică şi politică pentru că aceste ţări, a căror monede servesc ca valută de rezervă internaţională, ajung în situaţia de a beneficia de credite de la oricare ţară mai slabă prin simpla deţinere de către aceasta din urmă a unei asemenea rezerve.

Aşa au luat naştere blocurile amintite sau zonele valutare (Franţa de exemplu este în fruntea zonei francului cu 20 state africane). Rezervele valutare ale zonei sînt centralizate astfel încît decontările cu statele care nu fac parte din zonă se efectuează în general prin intermediul Franţei potrivit codurilor de reglementare a plăţilor (în interiorul zonei sînt libere).

Zona lirei cuprinde de asemenea o serie de state printre care: India, Australia, Uniunea Sud Africană. Rezervele lor valutare sînt ţinute în principal în lire sterline într-un fond centralizat, administrat de Banca Angliei.

După cel de-al doilea război mondial, S.U.A. au beneficiat de avantajul acestui sistem, în favoarea dolarului ca monedă cheie în plăţile internaţionale.

ȘTIRI TEHNICO—ECONOMICE din exploatarea ȘUIOR

Exploatarea minieră Șuior este una din cele mai noi unități de producție ale bazinului Baia Mare. Dezvoltarea ei, începînd cu anul 1962 — anul expedierii primei tone de minereu la flotațiile din Baia Mare—și pînă în prezent, se caracterizează prin indicii cei mai dinamici din cadrul combinatului minier. Astfel, producția de minereu a atins în anul 1967 un nivel de peste 5,2 ori mai mare ca în primul an de producție, în condițiile creșterii în *fiecare an* a realizărilor fizice și valorice. Ritmul mediu anual de creștere al producției a fost de 31,7%.

În același interval de timp, datorită aplicării unor soluții tehnice de exploatare corespunzătoare condițiilor oferite de zăcămînt și a unor măsuri tehnico-organizatorice eficiente, productivitatea muncii pe salariat mediu-scriptic anual a crescut cu 75%.

Prețul de cost a fost în continuă scădere, atingînd în 1967 un nivel de 77,8% față de anul 1962. Economia înregistrată în 1967 la costurile poducției metalice față de plan a fost de aproape 2,5 mil lei, datorită aplicării concluziilor celor 24 studii efectuate cu prilejul acțiunii de organizare științifică a producției și a muncii. Unitatea de producție exprimată în echivalent metal de bază este în prezent cea mai ieftină din bazin.

Este de notat că exploatarea minieră Șuior a intrat în producție după o perioadă relativ scurtă de cercetări geologice prealabile. Ele s-au desfășurat între 1955 și 1961 de către organele specializate de prospecțiuni și explorări ale Ministerului Minelor.

Eficiența acestor lucrări iese în evidență și mai mult dacă luăm în considerare că în perioada interbelică (1918—1939), trei expertize făcute de marile societăți miniere ale timpului („Mica", „Petroșani" și „Concordia") ajunseseră la concluzia că perimetrul Șuior nu prezintă interes industrial. Astăzi, exploatarea minieră Șuior dispune —după perioada de propucție ce s-a scurs — de acoperire cu rezerve care să asigure producția pe o perioadă îndelungată.

Ing. Gabriel F. Popescu

Știri

— Relativ la noile scheme de deschidere din Donbas se recomandă deschiderea cîmpurilor miniere ale zăcămîntului cu înclinare mică prin transversale, iar exploatarea să se facă ascendent ; exploatarea cîmpurilor miniere, prevăzute cu plane automotoare, să se facă, de asemenea, prin stîlpi ascendenți cu evacuarea cărbunelui prin plane automotoare cumulative sau prin transversali.

— Pentru exploatarea stratelor de cărbune cu înclinare medie și foarte mare de la Combinatul din Lugansk, se folosesc scheme de pregătire pe grupe a stratelor, care contribuie la îmbunătățirea indicatorilor tehnico-economici ai activității minelor.

— Se recomandă o schemă nouă de calcul pentru determinarea lăsării acoperișului înainte și după extragerea fișiei de cărbune din abatajul frontal. Pe baza calculelor analitice sînt date recomandări de alegere a lățimii optime de tăiere cu combina.

— Se descrie schema extragerii cu combina a stratelor cu înclinare mare fără lăsarea treptelor de înmagazinare. Se expun primele rezultate ale aplicării industriale a tehnologiei noi de extragere a cărbunelui la mina nr. 1/2 Krasnîi Okteabrî.

— Relativ la forma frontului de lucru în timpul extragerii cărbunelui cu pluguri statice s-a constatat că convexitatea frontului de lucru, în cazul instalațiilor de pluguri cu dispozitive elastice de presare, depinde de o serie de factori. Influența lor este luată în considerare la întocmirea programării în stilul ALGOL-60 și în calculele efectuate cu mașinile de calcul Minsk-1. În urma acestor observații, s-a stabilit că ecuația parabolei reprezintă destul de bine forma realizată a frontului de cărbune.

— Se expune folosirea mașinii de încărcat PPM—4 și a troliului ILGNM la executarea planului înclinat (pînă la 23°) la mina nr. 2 Provalskaia de la Trustul Krasnopartizanugol.

Folosirea acestei mașini a permis mărirea productivității muncii cu 32%, iar mărirea vitezei cu 20%.

— Se analizează trei variante de exploatare la zi a zăcămîntului de cărbune brun din lentilele de cărbune în grosime de la 2 pînă la 66,8 m din bazinul Novo-Dmitrovsk.

La determinarea condițiilor optime de exploatare a contribuit și cunoașterea exploatării, a zăcămîntului Bantîșevsc, aflat în apropierea zăcămîmtului Novo-Dmitrovsk.

Varianta a III-a a metodei de exploatare cu o producție proiectată de circa 9 mil. tone, folosind o schemă simplă fără transport și utilizînd utilaj cu acțiune continuă, permite obținerea celor mai buni indicatori tehnico-economici :

— productivitatea muncii de 572 t/om/lună ;

— necesarul specific minim de metal din utilaj pe tona de producție egal cu circa 6 kg/t, față de 8,3 și 9,0 kg/t din celelalte variante ;

—prețul de cost de 2,01 ruble/t de producție din întreaga carieră.

— Se expun date relativ la metodologia de stabilire și introducere a normativelor științifice și a planurilor de sarcină de producție a abatajelor, sînt examinate lipsurile metodologiei existente a normativelor fundamentate științific și a planurilor de sarcini de producție pe abataj.

Se insistă asupra necesității ca stabilire a normativelor de sarcini de producție de abataje să fie organic corelată cu proiectarea și introducerea măsurilor de aducere a condițiilor de lucru în concordanță cu cele proiectate.

— Se prezintă rezultatele cercetărilor emanațiilor de metan în formă de „suflaiuri" în bazinul Donbas.

Cercetările efectuate de MacNii la minele din Donbas au permis să se descopere factorii care pot fi luați ca bază pentru prevenirea locurilor de apariție a suflaiurilor de metan.

Se atrage atenția că la determinarea zonelor periculoase, în cazul dislocărilor disjunctive, este necesar să se ia dimensiuni cu 20 m mai mari în ambele direcții de la planul de decalare al dislocării.

— Se expune influența condițiilor de așezare a stratelor cu tendințe spre erupții, asupra proprietăților de rezistență și a comportării rocilor și a cărbunelui din lucrările miniere.

O cutare neadîncă, provocată de deformațiile plastice în cazul proceselor tectonice, duce la densități, tării și conținuturi de gaze diferite a aceluiași strat de cărbune și o comportare diferită a rocilor înconjurătoare în decursul executării lucrărilor.

De aceea se recomandă să se întocmească o documentație mai largă, relativ la zonele cu cutare măruntă (neadîncă), stabilind astfel sectoarele periculoase din punctul de vedere al erupțiilor de gaze.

— Folosirea unui înveliș subțire cilindric la turnurile de puțuri, pentru extracții multicablu, prezintă avantaje tehnico-economice importante.

În sensul acesta s-au făcut cercetări ale construcțiilor de turnuri de extracție în formă de foișor, avînd un înveliș cilindric subțire de oțel.

Turnul de acest gen s-a proiectat pentru combinatul minelor de fier nr. 1, stabilindu-se că este cu mult mai ușor decît turnul-foișor din cadre de beton armat, costul lui fiind de două ori mai mic.

— Se analizează procedeul de combatere al autoaprinderii cărbunelui din pilieri lăsați.

Se recomandă procedeul activ de stingere a focului, apărut din cauza autoaprinderii cărbunelui în pilier, prin injectarea în pilier a unei soluții antipirogenice prin găuri de 1,8 m (soluții apoase cu 30% clorură de calciu).

Eficiența acestei injectări cu soluția indicată mai sus crește în cazul adăugării unui muiant DB.

După prelucrarea pilierului de cărbune cu substanță antipirogenică, acesta trebuie izolat cu un strat de argilă.

— Se descrie tehnologia brichetării la rece a prafului de antracit în stadiul experimentării, care s-a făcut la uzina de brichetare din Donețk a Trustului Donețkugleobogoșcenie.

S-a stabilit posibilitatea obținerii brichetelor de rezistență înaltă la un consum de liant din bitum de țiței în cantitate de 7—8%, în formă de emulsie directă.

Tehnologia nouă este economică și îmbunătățește condițiile higienice de muncă la uzinele de brichetare.

Schema atașată completează expunerea procedeului prezentat.

(*Ugol Ukraini, nr. 2, 1968.*)

— Se expune metoda optimizării ritmurilor de executare a lucrărilor miniere în cazul construcțiilor și reconstrucțiilor minelor, precum și a pregătirii noilor orizonturi.

Această metodă este aplicabilă în cazuri cînd durata de executare a tuturor lucrărilor, determinată pe baza ritmurilor normate de executare a lucrărilor, potrivit drumului critic, depășește termenul fixat de predare a obiectivelor în exploatare.

Metoda permite realizarea optimizării de planificare și conducere a lucrărilor de săpare în orice stadii de executare a construcției.

(*Șahtnoie stroitelștvo, nr. 1, 1968.*)

— Lucrările de explorare efectuate în extinderea zăcămîntului „Faro" din regiunea Vangorda Creek-Yukon din Canada, au dus la conturarea unor rezerve de 45 mil. tone minereu cu 10% Pb+Zn și 31 g Ag/t.

Este prevăzută exploatarea la suprafață (într-o primă etapă) în carieră, cu un raport steril/util de 3 :1.

După flotare se vor obține anual 118 000 t galenă cu 65% Pb și 690 g Ag/t., precum și 218 000 t blendă cu 54%Zn. Anual se vor exporta în Japonia 180 000 t blendă și 90 000 t. galenă, în concentrate.

*

— Zăcămintele cunoscute de minereu de fier din Brazilia sînt concentrate în stratul Minas Gerais la sud de Belo Horizonte într-o zonă care se întinde pe o suprafață de circa 7000 km² zonă supranumită și „dreptunghiul de fier".

Minereurile exploatate sînt de trei tipuri și anume :

a) itabirit cu un conținut de circa 45%Fe, cantonat în cuarțite feruginoase, cu rezerve exploatabile la zi (pînă la o adîncime de 50 m) de circa 23 G. tone ;

b) un minereu cu 63—65% Fe provenit din îmbogățirea itabiritului datorită spălării naturale a siliciuiui ;

c) minereu de substituire cu un conținut de 67% Fe.

Din totalul rezervelor, o cantitate de circa 1,7 G.t, o reprezintă rezervele probate pentru minereu cu conținut ridicat, repartizate în general în amasuri de 10 pînă la 100 mil. tone și chiar mai mari (ex. Cauaê cu 113 mil. tone, Alegria cu 120 mil. tone, Conceição cu 130 mil. tone, Aguas Claras cu 300 mil. tone etc.).

*

—Lucrările de exploatare efectuate prin foraje în extinderea zăcămîntului de la Henderson (S.U.A.) au ridicat volumul de rezerve probabile la 273 mil. tone de minereu cu circa 0,45% MoS_2. Proiectele prevăd extragerea a 23000 tone/an de molibden metal din acest zăcămînt.

*

— Rezervele de minereu de nichel sînt estimate în Brazilia la peste 21 mil. tone cu un conținut de 2—3% Ni.

(*Annales des Mines — ianuarie 1968.*)

*

— Particulele de minereu (umede sau uscate) cu mărimi între 19 și 50 mm pot fi triate prin mijloace fotometrice. O instalație electronică (Sortex 711 M) construită de Gunson's Sortex realizează debite de 8 t/oră, bazîndu-se pe măsurarea coeficientului superficial de reflexie a minereului. Instalația se poate aplica și la baritină, dolomită, cuarț, gips, magnezită și talc.

(*R.U.M. — ianuarie 1968.*)

*

— Producția medie pe front în minele de cărbuni din Olanda a crescut de la 300 t/zi (în anii 1955—1959) la 700 t/zi în anul 1967, iar pentru anul 1970 se preconizează realizarea unei producții medii pe front de 900 t/zi de cărbune.

Lunginea medie pe un front de lucru (în anul 1967) a fost de 197 m, iar viteza de avansare medie de 2,36 m/zi, urmînd a se realiza la nivelul anului 1970 o lungime medie de 225 m și front și de viteză de avansare de 3 m/zi și front.

*

— În bazinul Donеț (U.R.S.S.) urmează să se construiască o termocentrală foarte mare, alimentată cu cărbune. Puterea totală instalată va fi de 3,6 mil. kW fiind repartizată pe patru grupuri de 300 MW și trei grupuri de 800 MW.

(*Revue de l'Industrie Minerale — februarie 1968.*)

*

— În nordul Kazahstanului (U.R.S.S.) zăcămîntul de cărbune de la Ekibastuz cu rezerve apreciate la 9 G. tone, este exploatat prin trei exploatări la zi cu o producție de 14 t/an, a căror producție este planificată să atingă 30 mil. tone/an. Alte două exploatări la zi care sînt în curs de deschidere urmează să atingă o capacitate de 40 mil. tone/an.

La 70 km de acest zăcămînt, la Mackubensk, este proiectată deschiderea unor exploatări la zi, cu o capacitate de 20 mil. tone/an.

*

— La Paramillos Norte (Argentina) prin foraje s-a pus în evidență un zăcămînt de 37 m grosime, a cărei mineralizație compusă din cuprit și delafossite (oxid de fier și cupru) au un conținut de 1,85% Cu și 0,07% Mo.

*

— În apropierea frontierei cu Tunisia, zăcămîntul de fosfați de la Djebel Onk (Algeria), de vîrstă terțiară și o grosime de 30 m, are rezerve apreciate la 500 mil. tone, din care 80—90 mil. tone exploatabile la zi. În anul 1967 s-au produs circa 150 000 t de fosfați tricalcic. Se prevede realizarea unei producții de 850 000—900 000 t/an începînd cu anul 1969.

(*Annales des Mines — februarie 1968*)

*

— În industria carboniferă franceză, efectivele subterane au fost reduse în cursul anului 1967 de la 101 738 la 91 700 angajați, iar acelea de la suprafață de la 42 000 la 39 800 persoane. Reducerea de personal și modernizarea minelor a permis creșterea randamentului subteran de la 2 140 kg net/ post în 1966 la 2 276 kg net/post în 1967.

— Producția de cărbune a U.R.S.S. în anul 1967 a fost de circa 600 mil. tone, urmînd să crească, conform planului de perspectivă la 1 000 mil. tone în anul 1980.

— Africa de Sud a produs în anul 1 967circa 6 500 tone de uraniu metal, față de 3 300 tone cît s-a realizat în anul 1966.

(*Mines et Métallurgie — februarie 1968.*)

Recenzii

Almăşan B. **Industria minieră a României**. Ed. meridiane, Bucureşti, 1968, 70 pag., 37 clişee.

În lucrarea apărută recent, autorul expune realizările obţinute în sectorul minier al economiei naţionale prin valorificarea maximă a resurselor naturale în procesul de industrializare a ţării, evidenţiindu-se atenţia deosebită ce s-a acordat cunoaşterii şi lărgirii bazei de materii prime minerale, în care un rol determinant a revenit industriei miniere.

În cadrul programului de dezvoltare a economiei naţionale în anii construcţiei socialiste, industria minieră a realizat o creştere continuă a bazei de substanţe minerale utile (minereuri de fier, neferoase şi auro-argentifere, de bauxită, de cărbuni cocsificabili şi energetici, de substanţe nemetalifere şi roci utile, precum şi de metale rare), asigurînd în acest fel materiile prime necesare celorlalte ramuri ale economiei şi în special acelor producătoare de mijloace de producţie.

Lucrarea, bogat ilustrată, în cuprinsul celor patru părţi, din care partea a treia cuprinde cinci capitole tratează probleme legate de :

— Structura geologică a teritoriului României
— Principalele bogăţii minerale solide
— Dezvoltarea industriei miniere în România
— Relaţiile comerciale cu străinătatea.

În prima parte, consacrată *constituţiei geologice a ţării*, se arată că aceasta este alcătuită dintr-o varietate de roci eruptive, metamorfice şi o gamă foarte largă de roci sedimentare. Blocul carpatic, format dintr-un fundament metamorfic alcătuit din roci cristaline, străbătute de numeroase masive eruptive, fundament peste care s-au depus formaţiunile sedimentare de vîrste diferite, afectate ulterior de fenomene geologice, a creat condiţii favorabile de acumulare a numeroase şi variate substanţe minerale utile.

Partea privind *principalele bogăţii minerale utile* se referă la locul important pe care îl deţin *cărbunii* — antracit, huilă, cărbune brun, lignit şi turbă — a căror exploatare, în raport cu vîrsta geologică, se face în subteran la adîncimi de la 150 la peste 1 000 m adîncime, sau la suprafaţă în carieră.

Se prezintă apoi *zăcămintele de fier* constituite din minereuri ca siderită, magnetită, hematită şi limonită cu conţinut, în general, redus în fier cuprins între 26 şi 49% reprezentat prin masivul Poiana Ruscă; se menţionează în continuare *zăcămintele de mangan* constituite din minereuri sub formă de carbonaţi, silicaţi şi oxizi. *Minereurile neferoase* se prezintă, în general, sub formă de sulfuri sau carbonaţi de plumb, zinc şi chiar cupru, în minereuri constituite din galenă, blendă, calcopirită, pirită, mispichel şi marcasită, la care se adaugă mineralizaţia auro-argentiferă din Munţii Apuseni, minereurile aurifere din regiunea Baia Mare. Prezintă, de asemenea, interes zăcămintele de bauxită din Transilvania, care se exploatează la suprafaţă, a căror utilizare a permis organizarea în ţară a industriei aluminiului.

Substanţele nemetalifere se găsesc pe tot cuprinsul ţării într-o gamă extrem de variată şi anume : caolin, dolomită, calcar, mică, feldspat, talc, cuarţ, azbest, grafit, bentonită, argile refractare, diatomită, cretă, barită, gips, sulf etc. O substanţă cu rezerve considerabile este *sarea* care se găseşte în zăcămintele situate în zona subcarpatică şi în bazinul Transilvaniei, exploatarea ei făcîndu-se, atît în stare uscată, prin lucrări miniere, cît şi în soluţie, prin sonde.

Drumul ascensional al industriei miniere este ilustrat în mod concludent prin diagramele prezentate.

În partea a treia a lucrării, se tratează *dezvoltarea industriei miniere în România* prezentată în cinci capitole. În primul capitol *Scurt istoric* se arată că mineritul şi meşteşugul prelucrării metalelor sînt îndeletniciri străvechi încă din vremea dacilor şi a romanilor. Este redată în cifre producţia minieră în anii construcţiei socialiste comparată cu cea dinaintea celui de-al doilea război mondial, perioadă în care situaţia din industria minieră se caracteriza printr-o exploatare neraţională a zăcămintelor, un potenţial de producţie redus, consecinţă a insuficientei dezvoltării a industriei grele, prin lipsa bazelor de cercetare şi proiectare, condiţii de muncă în general necorespunzătoare etc. În capitolul următor *industria minieră în anii construcţiei socialiste* se arată că după naţionalizarea principalelor mijloace de producţie din anul 1948, în cadrul politicii de industrializare a ţării, industria minieră devine o ramură de importanţă vitală pentru economia naţională, tratîndu-se aspectele dezvoltării industriei carbonifere, creşterea producţiei de minereuri de fier, dezvoltarea producţiei de minereuri neferoase şi auro-argentifere, exploatarea substanţelor nemetalifere, dezvoltarea producţiei de sare, pentru a încheia cu explorarea şi exploatarea zăcămintelor de minereuri de metale radioactive şi de metale rare.

Capitolul al treilea tratează *activitatea de cercetări şi proiectări în industria minieră* prin care se realizează o îmbinare armonioasă şi utilă a cercetării ştiinţifice fundamentale cu producţia, precum şi elaborarea studiilor şi a proiectelor necesare obiectivelor ce se construiesc sau se reconstruiesc în industria minieră. Activitatea este prezentată pe probleme de : tehnică minieră, prepararea şi prelucrarea substanţelor minerale, mecanizarea şi automatizarea, precum şi protecţia muncii şi tehnica securităţii.

Capitolul ce urmează se ocupă de *înzestrarea tehnică a industriei miniere* cu maşini şi utilaje la nivel tehnic ridicat, pentru care s-au alocat fonduri importante de investiţii necesare fabricării în ţară a echipamentului tehnic de serie mai mare şi procurării din import a utilajelor de serie mică sau a unicatelor. Ridicarea gradului de mecanizare a minelor şi de automatizare a instalţiilor ridică o problemă care este în atenţia organelor de resort, aceea a asimilărilor .

Ultimul capitol se referă la *calificarea şi specializarea cadrelor*, important obiectiv al politicii statului român, care urmăreşte formarea de specialişti din rîndul muncitorilor, tehnicienilor şi inginerilor,la nivelul cerut de dezvoltarea impetuoasă a tehnicii mondiale şi a tehnologiilor moderne.

Partea a patra a lucrării încheie materialul prezentat cu *relaţiile comerciale cu străinătatea*, în cadrul căruia se arată în ce măsură România a dezvoltat legături multilaterale cu toate ţările, indiferent de orînduirea lor socială, atît în ceea ce priveşte importul, cît şi exportul. Datorită acestei politici înţelepte, în perioada 1950—1966 volumul comerţului exterior a crescut de 5,2 ori faţă de o creştere de 4,5 ori a produsului social şi a venitului naţional. Pe primul loc se situează exportul de sare, care a crescut continuu în ultimii ani, atingînd în 1966 cifra de 426 000 t.

Asistenţa tehnică oferită de România în cadrul activităţii de export, adăugată livrărilor de instalaţii complete pentru minerit într-o serie de ţări care satisfac pe parteneri, fiind în acelaşi timp avantajoase din punct de vedere economic, reflectă nivelul la care se situează industria noastră naţională. Cu astfel de realizări industria minieră contribuie în mare măsură la propăşirea economiei româneşti.

Scrisă într-un stil clar şi atrăgător cartea, bogat ilustrată cu grafice şi fotografii, constituie un preţios material documentar pentru informarea celor ce doresc să fie la curent cu realizările mineritului din ţara noastră, interesînd în egală măsură atît pe mineri cît şi pe cei ce activează în alte ramuri ale industriei naţionale, cărora aceasta le asigură baza materială.

Ing. M. Vrînceanu

Echelard, P. **Securitatea muncii (aspecte practice)** Editura Dunod, Paris, 1968.

Prima parte a lucrării cuprinde analiza datelor statistice tehnologice şi financiare asupra accidentelor de muncă şi repercusiunii lor pe plan economic şi financiar.

Se studiază organizarea prevenirii accidentelor de muncă, se analizează cauzele accidentelor, intervenţiile posibile înainte şi după producerea accidentului, rezolvarea problemelor de prevenire, de protecţie şi de luptă contra bolilor profesionale.

În partea a doua a lucrării se face o trecere în reviste a soluţiilor tehnice posibile în condiţiile de muncă foarte periculoase, lucru la maşini-unelte, lupta contra focului şi accidentelor de circulaţie rutieră.

În această lucrare sînt arătate numeroase exemple de accidente de lucru, care ar fi putut să fie evitate, sau a căror consecinţe ar putea să fie reduse la minimum, folosind dispozitive, norme şi regulamente de securitate.

Se arată că prevenirea accidentelor este simplă şi la îndemînă tuturor şi că lupta contra accidentelor, este în special o operă de solidaritate umană, la care trebuie să ia parte activă toţi cei care participă la producţie, începînd de la simplu salahor şi pînă la conducătorul întreprinderii.

Pentru aceasta este important de a introduce în ansamblul personalului „spiritul de securitate", care va permite prevenirea accidentelor şi acţiunea eficace în caz de accident.

Cartea cuprinde fotografii, desene, reproduceri de afişe şi o documentaţie bogată asupra securităţii muncii; ea prezintă interes pentru cadrele de conducere, inginerii şi tehnicienii, maiştrii, şefii de şantier şi responsabilii cu securitatea muncii din întreprinderile industriale.

Rittmann, A. **Vulcanii şi activitatea lor.** Editura tehnică, Bucureşti, 1967.

În Editura tehnică a apărut la sfîrşitul anului 1967 lucrarea *Vulcanii şi activitatea lor*, traducere din limba germană după ediţia a II-a a cunoscutului vulcanolog elveţian prof. dr. Alfred Rittmann.

Lucrarea este o expunere sistematizată a problemelor complexe legate de vulcanism, elaborată în mare parte pe baza experienţei personale îndelungate a autorului „Nu m-am referit la literatura de specialitate decît în cazurile în care lipseau exemple din propria experienţă".

Cartea are 305 pagini, 115 figuri şi 6 tabele în care materialul este grupat în zece capitole:

I. Activitatea vulcanică;
II. Produsele activităţii vulcanice;
III. Forma şi structura vulcanilor;
IV. Repartiţia geografică a vulcanilor;
V. Vulcanismul şi tectonica;
VI. Proprietăţile fizico-chimice ale magmelor;
VII. Cuptoarele magmatice;
VIII. Mecanismul erupţiei vulcanice;
IX. Orogeneza, epirogeneza şi vulcanismul;
X. Natura vulcanismului.

Lucrarea interesează pe geologi, geografi, inginerii de mine, studenţi.

În prefaţă la ediţia în limba franceză, vulcanologul Haroun Tazieff apreciază cartea ca fiind „cea mai bună lucrare dintre cîte s-au scris despre vulcanism".

Remete, I. **Salvarea în minerit.** Editura tehnică, Bucureşti, 1967.

Lucrarea pune la îndemîna cadrelor de specialitate un ghid practic, multilateral, în vederea organizării şi dotării staţiilor de salvare minieră, instruirea personalului operativ, executarea lucrărilor în zone viciate, modul de utilizare, întreţinere, verificare şi păstrare a aparaturii pentru protecţia respiraţiei. Materialul, tratat în 224 pagini, 117 figuri şi 8 anexe, este grupat în şase capitole:

Capitolul I — Atmosfera minei şi avarii. Organizarea unităţilor de salvare minieră;

Capitolul II — Sediul unităţilor de salvare minieră;

Capitolul III — Aparatura şi mijloacele întrebuinţate în cadrul staţiei de salvare minieră;

Capitolul IV — Instruirea personalului unităţii de salvare minieră;

Capitolul V — Activitatea unităţii de salvare minieră;

Capitolul VI — Primul ajutor acordat de salvatori.

În prima parte se tratează modul de organizare, dotarea şi amenajarea staţiilor de salvare minieră, după care se dau indicaţii asupra selecţionării personalului operativ. Se dau apoi indicaţii asupra modului în care trebuie să se desfăşoare activitatea personalului operativ de alarmare, în timpul intervenţiei, precum şi după terminarea acţiunii. Se descrie amplu construcţia, folosirea, verificarea, întreţinerea şi păstrarea aparatelor din dotarea staţiei de salvare minieră. În ultima parte autorii descriu şi dau indicaţii asupra folosirii aparatelor de reanimare, a dispozitivelor pentru transportul accidentaţilor, precum şi modul de acordare a primului ajutor.

Lucrarea se adresează inginerilor şi tehnicienilor din industria minieră şi poate fi folosită atît de elevii şcolilor tehnice şi maiştrii minieri, cît şi de studenţi. Ca îndrumător practic, cartea poate fi folosită şi de către personalul tehnico-inginerese din alte ramuri de producţie: petrol, chimie sau siderurgie.

Ene, P. şi Iliescu C. **Cartea artificierului.** Editura tehnică, Bucureşti, 1967.

Lucrarea prezintă într-o formă accesibilă cunoştinţele necesare exercitării meseriei de artificier şi cuprinde următoarele capitole: Explozivii minieri; Materiale şi mijloace de iniţiere şi aprindere a încărcăturilor de explozivi; Păstrarea, manipularea, transportul şi utilizarea materialelor explozive şi de iniţiere; Împuşcarea în lucrările miniere subterane şi la zi; Împuşcarea în lucrările geofizice; Distrugerea explozivilor alteraţi.

Cartea este destinată tuturor artificierilor din industria minieră, precum şi celor de la lucrările geofizice. De asemenea, ea poate fi folosită şi de către elevii şcolilor profesionale care pregătesc cadre în acest domeniu.

Cristina Dumitriu **Noţiuni şi metode de sedimentologie.** Editura Comitetului de Stat al Geologiei.

Sedimentologia, ca o nouă disciplină ştiinţifică, reprezintă una din cele mai recente metode de cercetare geologică.

Identificarea proceselor geologice, explicarea lor şi a interdependenţei dintre ele, precum şi a efectelor de ansamblu, pe care le constatăm astăzi, prezintă o valoare deosebită, atît din punct de vedere ştiinţific, cît şi practic prin indicaţiile pe care le oferă, fie pentru determinarea faciesurilor şi detectarea unor zăcăminte de substanţe minerale utile, fie pentru soluţionarea unor întrebări cu implicaţii tehnico-economice puse geologiei.

Intensificarea şi adîncirea studiilor geologice pune în evidenţă probleme din ce în ce mai subtile, a căror rezolvare cere aplicarea unor metode de cercetare tot mai sensibile şi mai complexe.

Avîntul luat în ultimii ani de sedimentologie, atît pe plan mondial, cît şi la noi în ţară corespunde necesităţii de a se aprofunda studiul depozitelor sedimentare, în care pot fi urmărite interesante şi variate procese geologice, a căror cunoaştere dă posibilitatea reconstituirii unor evenimente importante din istoria scoarţei terestre.

De aceste evenimente sînt adeseori legate acumulări de materii prime de mare valoare economică, aşa încît sedimentologia se manifestă ca una din disciplinele geologice cu mari şi multilaterale perspective de dezvoltare.

Pentru ţara noastră, asemenea prevederi favorabile sînt de pe acum confirmate prin studiile de înaltă calitate realizate de tinerii noştri cercetători, care efectuează studii sedimentologice. Aceste studii, roadele unei munci entuziaste şi competente, bazate pe metode înaintate şi adesea originale, sînt desigur menite să pună o dată mai mult şcoala română de geologie în primele rînduri ale celor mai avansate ţări, în care se practică metode noi de investigaţie.

Lucrarea cuprinde 178 de pagini cu un conţinut original, atît ca fond, cît şi ca mod de prezentare a materialului pe care-l tratează. Textul este însoţit de 101 figuri şi 18 tabele. O menţiune specială se cuvine celor douăsprezece planşe (24 fotografii) care ilustrează expunerea. Bibliografia de specialitate indică 232 lucrări analizate cu competenţă, folosite cu discernămînt şi amintite cu conştiinciozitate, atunci cînd este cazul.

Sub titlul modest de *Noţiuni* găsim de fapt, într-o formă condensată, un adevărat tratat de sedimentologie prezentat în trei capitole şi o anexă intitulată *Elemente de statistică matematică cu aplicaţii în sedimentologie*. Fără îndoială că expunerea ar fi fost mai unitară dacă *elementele de statistică* erau plasate la capitolele şi în problemele pe care le rezolvă. Totuşi, poate că pentru o primă ediţie a lucrării îşi are o justificare şi acest mod de prezentare.

În capitolul I, introductiv, se defineşte sedimentologia ca fiind acea parte a geologiei care se ocupă cu dinamica mediilor de sedimentare. Din constatarea că sedimentologia caută să reconstituie mecanismul, direcţiile de transport şi modul de depunere a materialului care formează sedimentele, se desprinde cea mai justă definiţie, care este superioară definiţiilor citate după doi autori străini consacraţi.

Tot în acest capitol se pune accentul cuvenit pe necesitatea de a carta cu exactitate variaţia proprietăţilor direcţionale şi scalare ale rocilor sedimentare, în scopul reconstituirii imaginii paleogeografice. Acestei posibilităţi, pe care o oferă sedimentologia, se datoreşte faptul că ea îşi confundă începuturile cu primele sinteze cunoscute în geologie.

Capitolul II examinează modul de transport al materialului detritic, arată factorii care modifică transportul acestui material în mediul acvatic şi care influenţează depunerea lui. Studiul curgerii în mediul acvatic demonstrează importanţa curenţilor de turbiditate. Astfel, se ajunge la o analiză amănunţită a vitezei, a mobilităţii şi apariţiei în timp a curenţilor de turbiditate, precum şi la identificarea cauzelor necesare formării acestor curenţi. În partea finală a capitolului se definesc caracterele turbiditelor, ritmicitate, gronoclasare, sortare, limite, grosime, mecanoglife etc.

Capitolul III este cel mai voluminos şi tratează proprietăţile rocilor sedimentare începînd cu orientarea petrotexturală, care se referă la proprietăţile direcţionale texturale. Mecanoglifele reprezintă proprietăţile direcţionale structurale liniare, pe cînd stratificaţia oblică şi încrucişată include proprietăţile structurale planare. Ca proprietate scalară structurală este definită grosimea componenţilor litofaciali, care reprezintă în general o funcţie a distanţei faţă de sursă. Cartarea variaţiei grosimii unităţilor faciale din cadrul unui interval stratigrafic permite stabilirea ariei de sursă, iar hărţile care reprezintă variaţiile grosimii mai multor componenţi sau secvenţe faciale în raport cu direcţia de curgere, ajută la reconstituirea configuraţiei de ansamblu a paleobazinului. Hărţile litofaciale sînt de o deosebită importanţă pentru prospectarea şi explorarea zăcămintelor de substanţe minerale utile şi pentru explicarea genezei lor.

Anexa cuprinde 40 de pagini în care sînt redate rezumativ elementele de statistică matematică aplicate în sedimentologie. La noţiunile de bază ale calculului statistic sînt adăugate metode de reprezentare grafică şi o introducere în calculul probabilităţilor.

Lucrarea, sumar prezentată în rîndurile de mai sus, este cea dintîi de acest gen şi prezintă un pronunţat caracter de originalitate nu numai printre lucrările publicate la noi, ci şi pe plan internaţional. Este cu totul remarcabilă claritatea expunerii şi caracterul didactic atractiv al unor definiţii şi demonstraţii matematice.

Cartea aşa cum a fost întocmită, este de cea mai mare utilitate nu numai pentru cercetătorii care lucrează în domeniul formaţiunilor sedimentare, ci pentru toţi cei care activează în domeniul cercetărilor geologice.

Prof. *V. PATRICIU*

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia: Bucureşti, Calea Victoriei nr. 109, sectorul I, telefon 15. 15. 40. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002 B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25, Bucureşti, c. 5425

Taxele poştale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1967.

43413

MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS OSZTÁLYA 1883

Trei argumente puternice pentru folosirea sfredelelor monobloc Sandvik Coromant

Plăcuţele de carbură de tungsten, foarte larg dimensionate, asigură un mare metraj de găuri de mină forate, între două reascuţiri succesive, şi totodată mai multe ascuţiri pînă la consumarea totală a plăcuţelor.

Tratament anticoroziv. Sfredelul este tratat chimic prin metoda SR, fiind protejat, atît în interiorul canalului axial de spălare, cît şi în exterior, pe întreaga suprafaţă de la plăcuţa de metal dur pînă la cep, contra deteriorării prin coroziune şi manipulare.

Durată mare de serviciu a gulerului sfredelului şi a cepului

Gulerul sfredelului Sandvik Coromant este forjat din materialul sfredelului, formînd parte integrantă cu acesta, ceea ce, împreună cu noua formă a cepului, elimină uzura bazei gulerului.

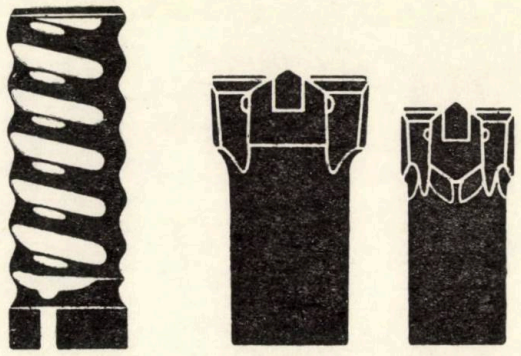
Atlas Copco oferă o gamă largă de sfredele şi tăişurile respective, tăişuri pentru perforatoare înecate etc.

Gama de produse oferite de Atlas Copco include, de asemenea, echipamentul pentru lucrări mai speciale ca de exemplu: tuburi de ghidaj pentru perforarea de precizie a găurilor de mină lungi, echipament pentru lărgirea şi corectarea găurilor, pentru forarea găurilor în exploatari la zi, pentru montarea ancorelor şi forarea de găuri de mină paralele etc.

ATLAS COPCO AB · STOCKHOLM 1 · SUEDIA

Atlas Copco

Completaţi cuponul de mai jos şi trimiteţi-l la întreprinderea Maşinimport Bucureşti, str. M. Eminescu nr. 10, raionul 30 Decembrie.



Trimiteţi-ne informaţia completă asupra:

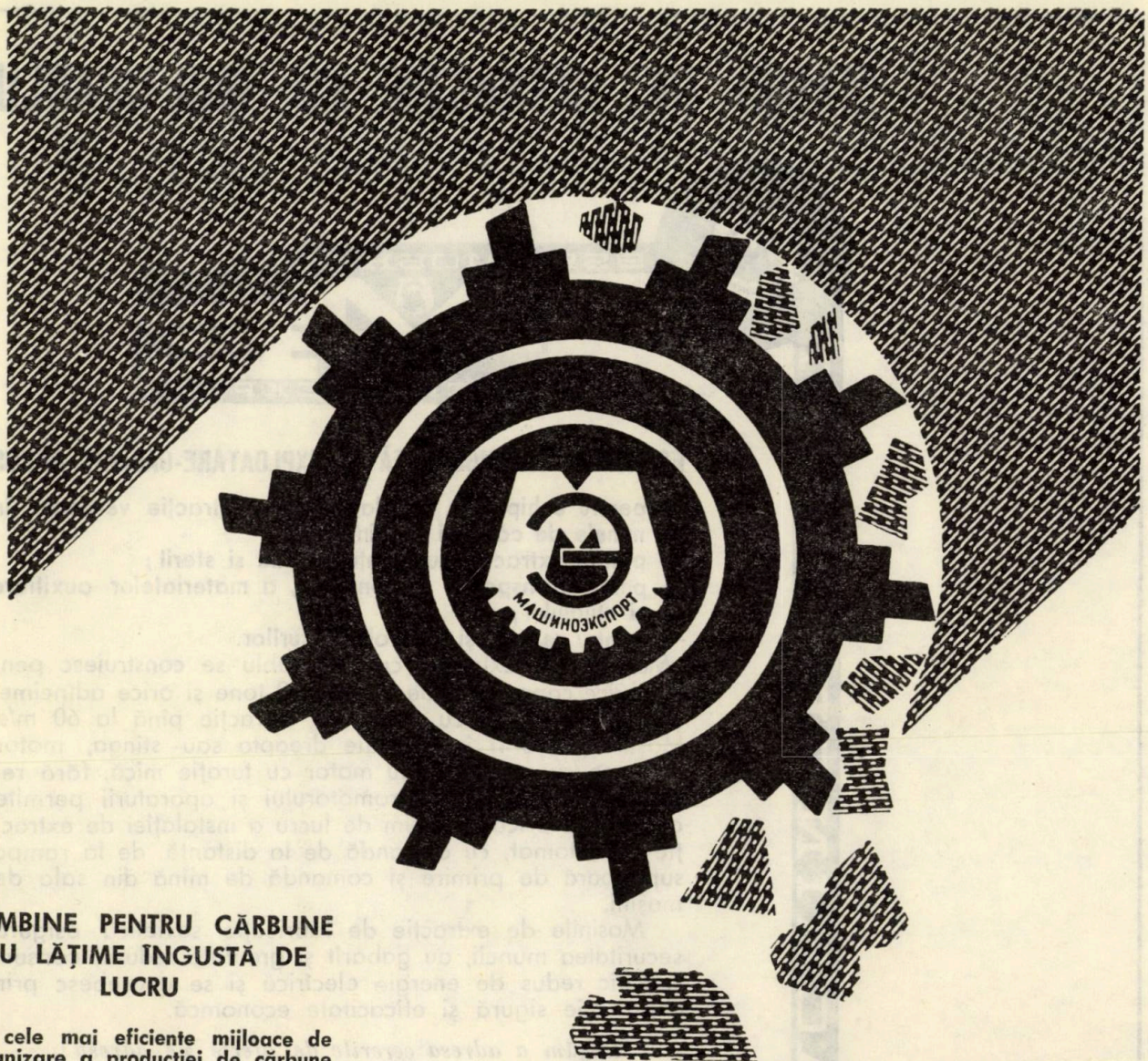
— sfredelelor Atlas Copco Sandvik Coromant;

— perforatoarelor Atlas Copco.

NUMELE .....

ÎNTREPRINDEREA .....

ADRESA .....



COMBINE PENTRU CĂRBUNE CU LĂȚIME ÎNGUSTĂ DE LUCRU

sînt cele mai eficiente mijloace de mecanizare a producției de cărbune din subteran

COMBINA PENTRU CĂRBUNE 2K52

— este destinată mecanizării extragerii cărbunilor tari din stratele cu înclinare mică și grosime de 1,1—2,0 m ;

— lucrează de pe rama transportorului șerpuitor potrivit schemei de suveică ;

— are organul de execuție în formă de șnec, care se reglează potrivit grosimii stratului, fără oprirea mașinii;

— lucrează cu succes atît în complexul cu susținere individuală, cît și cu susținere mecanizată.

COMBINA PENTRU CĂRBUNE KȘIK

— este destinată mecanizării producției de cărbune din stratele cu înclinare mică cu grosime de 1,4—3,0 m ;

— este prevăzută cu organ de execuție în formă de șnec, reglabil, potrivit grosimii stratului ;

— asigură extragerea mecanizată a nișelor de la capetele abatajelor frontale.

COMBINA PENTRU CĂRBUNE IK101

— este destinată mecanizării extragerii cărbunelui din abatajele stratelor cu înclinare mică în grosime de 0,75—1,2 m ;

— asigură reglarea lină, potrivit grosimii stratului și comanda în mers, potrivit hipsometriei,

COMBINE PENTRU CĂRBUNE TEMP (UKRIK) și KOMSOMOLET

— sînt destinate mecanizării tăierii cărbunelui de orice tărie în abatajele frontale din stratele cu înclinare mare (45—90°) în grosime de 0,43—2,2 m ;

— se construiesc cu acționare electrică și pneumatică ;

— se completează cu utilaj pentru mecanizarea operațiilor principale și ajutătoare.

Rugăm a adresa cererile de oferte pe adresa :

В/О МАШИНОЭКСПОРТ, СССР, Москва, В-330 Телекс 170

MOSHVA
MACHINOEXPORT
44 46 13 170
MOSHVA G-200
MACHINOEXPORT

MAȘINI DE EXTRACȚIE CU MULTICABLU

MACHINOEXPORT

SSSR·MOSKVA

MACHINOEXPORT

ECONOMICITATE-SIGURANȚĂ ÎN EXPLOATARE-GABARIT REDUS

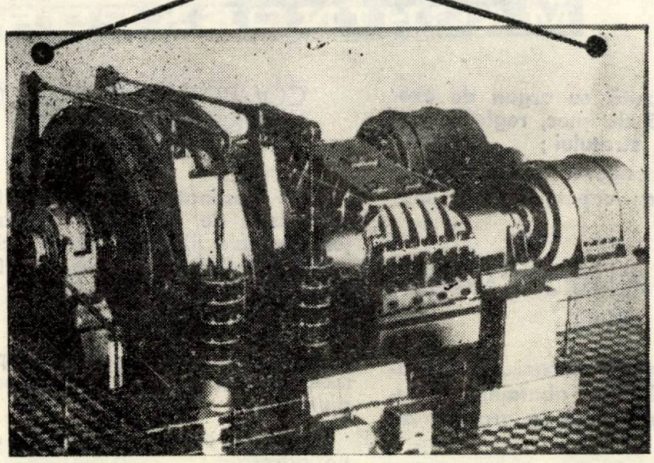
— **pentru echiparea instalațiilor de extracție verticală în minele de cărbuni și minereuri;**
— **pentru extracția substanțelor utile și steril;**
— **pentru transportul personalului, a materialelor auxiliare și utilajului;**
— **pentru revizia și controlul puțurilor.**

Mașinile de extracție cu multicablu se construiesc pentru orice capacitate, de la 3 la 50 tone și orice adîncime, (pînă la 1600 m) cu viteza de extracție pînă la 60 m/s. Mașina poate fi în execuție dreapta sau stînga, motor asincron cu reductor sau motor cu turație mică, fără reductor. Complexul electromotorului și aparaturii permite asigurarea oricărui regim de lucru a instalației de extracție — automat, cu comandă de la distanță, de la rampa superioară de primire și comandă de mînă din sala de mașini.

Mașinile de extracție de fabricație sovietică asigură securitatea muncii, au gabarit și greutate redusă, consum specific redus de energie electrică și se deosebesc prin construcție sigură și eficacitate economcă.

Rugăm a adresa cererile de oferte pe adresa:

В/О МАШИНОЭКСПОРТ, СССР,
Москва, В-330 Телекс 170



MK

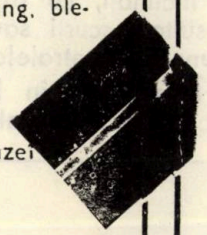
MINERALIMPORTEXPORT

ROUMANIE

BUCAREST

MINERALIMPORTEXPORT offers a varied range of highly appreciated mining products such as:

- Salt for the chemical industry
- Cooking salt
- Natural bitumen in various grades
- Feldspar
- Bentonite used in foundries, drilling, bleaching
- Manganese ore
- Pyrites: floatation and in lumps
- Pyrite ashes
- Diatomite used for chemical fertilizer
- Quartz: powder and in lumps
- Mica: in flakes or ground
- Ground chalk
- Barite
- Dolomite
- Talc
- Peat, fertilizer for flowers



Mineralimportexport

PLEASE MIND YOU:

MINERALIMPORTEXPORT

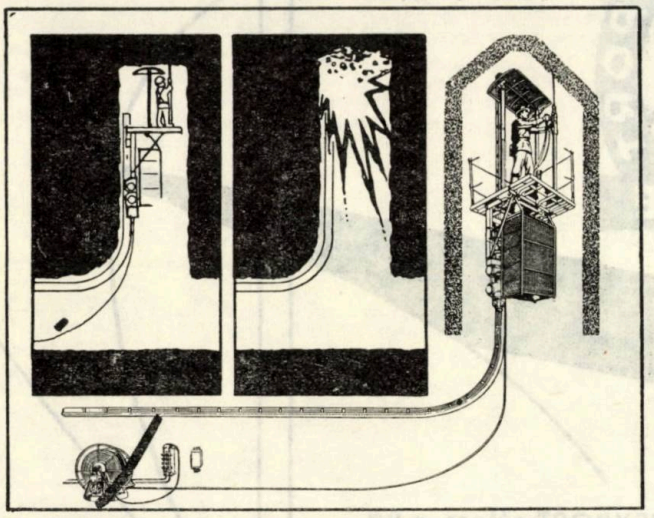
3 Colonadelor St ● Bucharest-Romania

Telegraphic address: Mineralimportex

Telex: 339

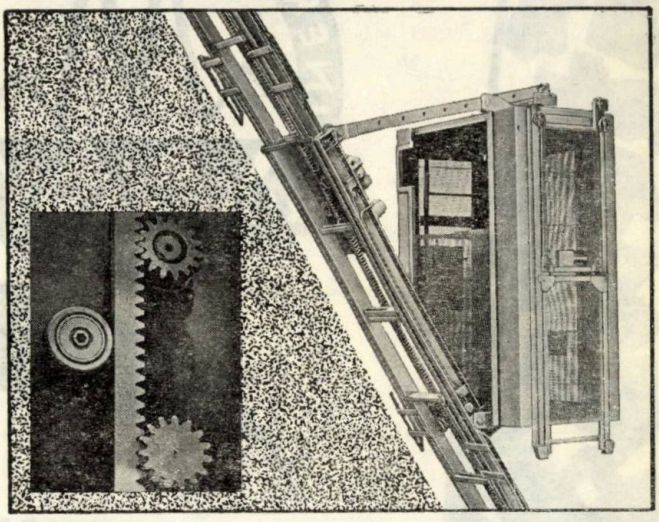
ALIMAK

Fabricarea de mașini și utilaj minier pentru lucrările subterane se bazează pe experiența îndelungată din minele suedeze și străine. Introducerea platformelor pentru săparea suitorilor verticali, marca în anul 1965 un progres important în tehnica minieră, o dezvoltare care a mărit considerabil eficacitatea lucrărilor de săpare, micșorînd în același timp riscurile.



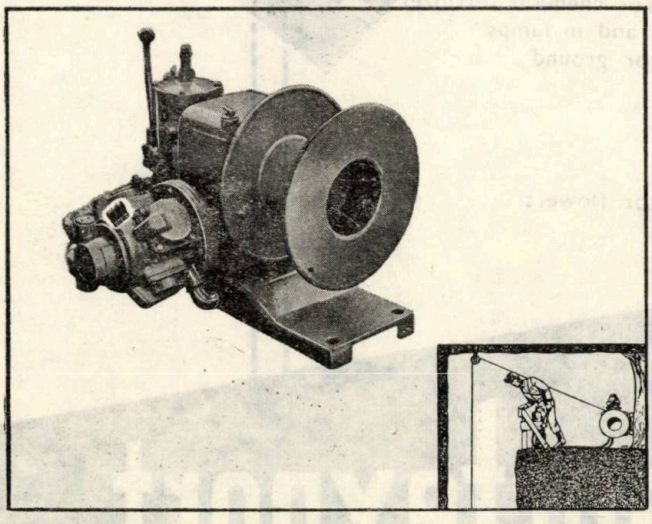
PLATFORMA DE PERFORARE

Cu ajutorul platformei Alimak, cu acționare electrică sau pneumatică, munca grea și periculoasă de săpare a suitorilor a devenit mai ușoară și mai economică.
Platforma Alimak STH-5 poate fi folosită în suitori verticali sau înclinați, cu profile mai mari sau mai mici, în suitori scurți sau foarte lungi, ca de exemplu tunelele centralelor de forță sau puțuri de aeraj. În prezent, în lumea întreagă există circa 600 platforme Alimak.



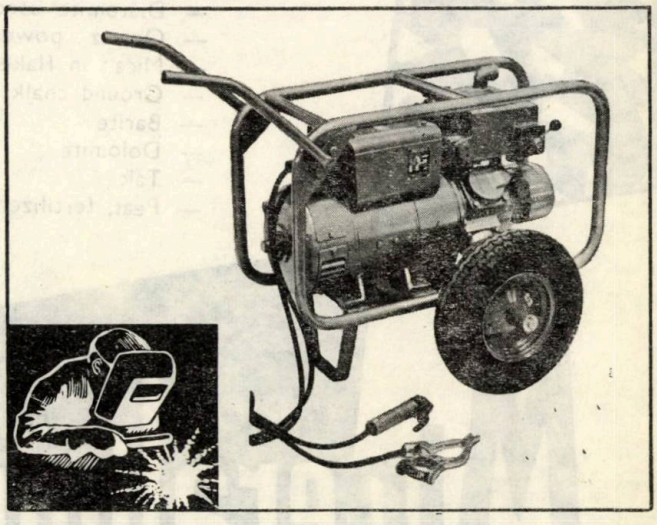
ASCENSOR CU CREMALIERĂ U-500

Ascensorul cu cremalieră U-500 este un ascensor cu acționare prin cremalieră și poate fi folosit pentru transportul de personal și al materialelor în puțuri, turnuri, coșuri etc.
Ascensorul poate fi ușor montat deoarece nu este necesară o casă de mașini și nici cablu de tracțiune.
Ascensorul poate fi utilizat în suitori verticali sau înclinați, întrucît cabina ascensorului poate fi reglabilă între 45 și 90°.



TROLIU PNEUMATIC TIP LH-3

Troliu se caracterizează printr-o construcție simplă, cu puține părți mobile, și este construit astfel încît poate să fie montat în orice poziție dorită. Ventilul de acționare poate fi amplasat separat de troliu într-o poziție ușor accesibilă. Motor Alimak pneumatic cu forță de tracțiune de 1000 kg.



APARAT DE SUDURĂ CU ACȚIONARE PNEUMATICĂ

Aparatul este folosit în mine, centrale de forță și tunele și peste tot unde există o instalație staționară de aer comprimat. Aparatul este o combinație între un generator cu autoexcitație și un motor pneumatic K-14, cuplați direct.

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIX Nr. 6 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Мариан И. и Илиаш, Н. *Выбор очистного комбаина для длинных забоев*

Анализируются природные факторы, в зависимости от которых следует выбирать комбайны с точки зрения их функци онирования. Во второй части дается методика расчёта потребной мощности комбайна в зависимости от природы угля и функциональных параметров комбайнов.

Кокулеску, М. и др. *Исследования относительно дебита расчёта воздуха в зависимости от фактора пыли при проходке глухих выработок.*

Анализируется расчёт дебита воздуха при проходке глухих выработок в соотношении с концентрацией пыли.

Доксэнеску, К. и Ницеску, Тр. *Сравнительное изучение транспортного оборудования.*

Авторы излагают в статье технико-экономическое сравнениковшего и транспортного оборудования: экскаваторов и транспортных экскаваторов.

Добреску, Л. и Добреску Валерия *Ионическая флотация как новый метод извлечения металлов из разбавленных растворов*

В статье излагаются некоторые особенности ионической флотации, оказывающие влияние на этот процесс и указываются некоторые области её применения.

Лэзэреску, И. и Бейничану, К. *Роль золота и его эволюция в области экономики.*

В статье рассматривается роль золота во времени в области экономики и формулируется мнение о его роли в будущем.

СООБЩЕНИЯ

РЕЦЕНЗИИ

INHALT

Marian, I. und Iliaş, N. *Wahl der Schrämlademaschinen für Strebbaue.*

Es werden die natürlichen Faktoren, gemäss welchen die Schrämlademaschinen in betrieblicher Hinsicht gewählt werden müssen, untersucht; im zweiten Teil wird ein Rechenverfahren für die notwendige Leistung der Schrämlademaschinen, je nach Art der Kohle und den Betriebsparametern derselben, dargelegt.

Coculescu, M. und andere *Untersuchungen hinsichtlich der Luftmenge in Abhängigkeit vom Staubfaktor im Falle von bergmännischen Arbeiten mit Sonderbewetterung.*

Es wird die Berechung der Luftmenge im Falle von bergmännischen Arbeiten mit Sonderbewetterung, zwecks Staubmengenherabsetzung, untersucht.

Docsănescu C. und Niţescu Tr. *Vergleichsstudie betreffs Eimerfordergeräten.*

Die Verfasser legen einen technisch-wirtschaftlichen Vergleich zwischen Schaufellade -und Eimerfördergeräten dar: Bagger und Schaufellader (?).

Dobrescu, L. und Dobrescu Valeria *Ionenflotation, ein neues Verfahren zur Gewinnung von Metallen aus verdünnten Losungen.*

Im Aufsatz werden einige Aspekte der Ionenflotation, die Faktoren, die dieses Verfahren beeinflussen und einige Anwendungsbereiche beschrieben.

Lăzărescu, I. und Beiniceanu, C. *Die Rolle des Goldes und seine wirtschaftliche Entwicklung.*

Im Aufsatz wird die Rolle des Goldes für die Oekonomie zeitlich verfolgt und Ueberlegungen hinsichtlich seiner künftigen Rolle geäussert.

NACHRICHTEN

REZENSIONEN

SOMMAIRE

Marian, I. et Iliaş, N. *Choix des haveuses — chargeuses dahs les longues tailles chassantes.*

Sont analysés d'abord les facteurs naturels en vertu desquels doivent être choisies les haveuses — chargeuses du point de vue fonctionnel, exposant ensuite la méthode de calcul pour déterminer la puissance nécessaire à la commande de la machine, par rapport à la nature du charbon et aux paramètres de fonctionnement de l'engin.

Coculescu, M. et autres *Recherches concernant le calcul du débit d'air en fonction de l'empoussièrage des travaux miniers en cul-de-sac.*

On indique le mode de calcul du débit d'air nécessaire à la ventilation des travaux miniers en cul-de-sac, sous l'aspect de l'amoindrissement des concentrations de poussières y régnant.

Docsănescu, C. et Niţescu, Tr. *Etude comparative sur les engins de transport à benne.*

Les auteurs présentent une parallèle technico-économique sur les engins de transport à benne : excavateurs et traxcavateurs.

Dobrescu, L. et Dobrescu Valeria *La flottation ionique, un nouveau procédé pour la récuperation des métaux des solutions à basse concentration.*

Dans cet article sont exposés certains aspects de la flottation ionique, les facteurs pouvant influencer ce procèdé et quelques domaines d'application.

Lăzărescu, I. et Beiniceanu, C. *Le rôle de l'or et son évolution dans l'économie.*

Les auteurs exposent le rôle de l'or dans le domaine économique, en formulant une opinion propre quant à ses fonctions futures.

ECHOS

COMPTES – RENDUS

CONTENTS

Marian, I. and Iliaş, N. *Selecting cutter — loaders for longwall faces.*

First, the paper makes an analysis of the natural factors to be taken into account in selecting the adequate type of cutter — loader and in the second part, presents the method to calculate the power necessary considering the nature of the coal and functional parameters of the cutter — loader.

Coculescu, M. a. o. *Research regarding the calculation of the necessary air volume depending on the amount of dust in blind drivings.*

The paper analyses the volume of air necessary in blind drivings to reduce dust concentrations.

Docsănescu, C. and Niţescu, Tr. *Comparative study regarding types of bucket loading and transport equipment.*

The authors present a technic-economical comparison between types of bucket loading and transport equipment : excavators and traxcavators.

Dobrescu, L. and Dobrescu Valeria. *Ionic flotation, a new method to extract metals from dilute solutions.*

The paper deals with some aspects of ionic flotation,the factors influencing the process and the field of application.

Lăzărescu, I. and Beiniceanu. C. *The part played by gold and its evolution in the economic field.*

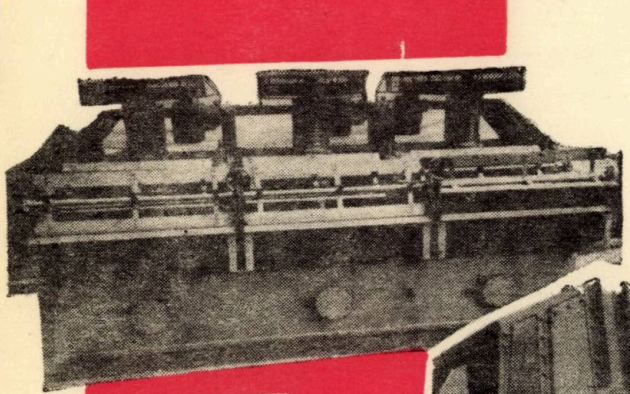
The paper points out the part played by gold in the economic field in the course of time and suggests the part it might play in the future.

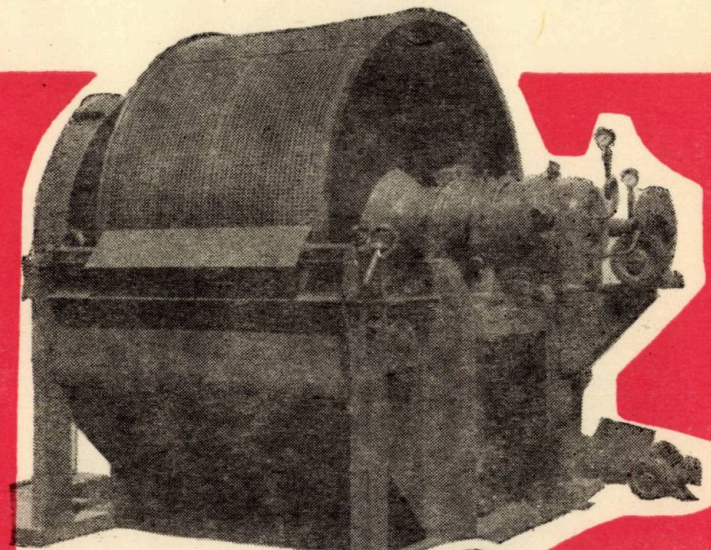
NEWS

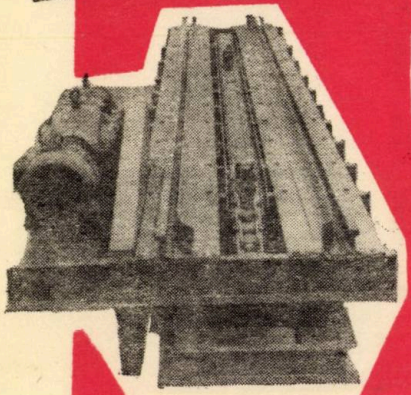
REVIEWS

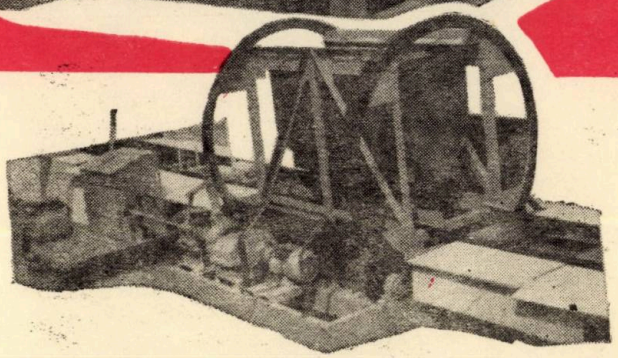
MAGYAR KÖZGAZDASÁGI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

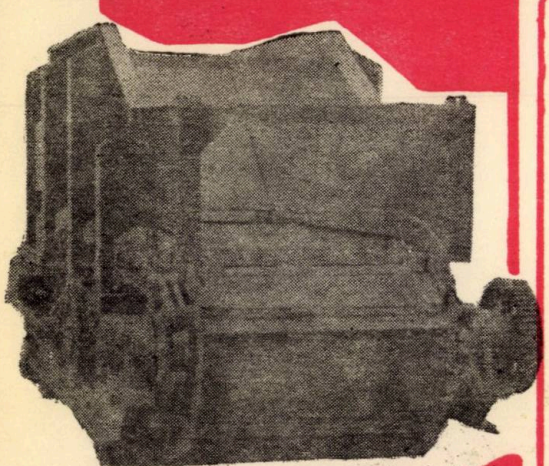
UZINA MECANICĂ DE MAȘINI ȘI UTILAJ MINIER BAIA MARE











Produce

— **Filtru vid de 5 m²,** folosit la prepararea pe cale umedă a minereurilor neferoase, se execută în două variante: de 5 m² și 10 m², suprafață de filtrare;

— **Culbutor rotativ electric semiautomat** utilizat la descărcarea vagonetelor de mină, se execută în trei variante în funcție de dimensiunile vagonetului și locul de lucru;

— **Colivie de extracție tip AC,** executată în 17 variante, în funcție de secțiunea puțului de mină pe care se face transportul;

— **Ciur tip IPROMET** pentru sortarea mecanică prin ciuruire a minereurilor feroase și neferoase, precum și a pietrei în carierele de piatră;

— **Lanț de apropiere** pentru apropierea vagoneților în jurul rampei puțului de extracție a minelor;

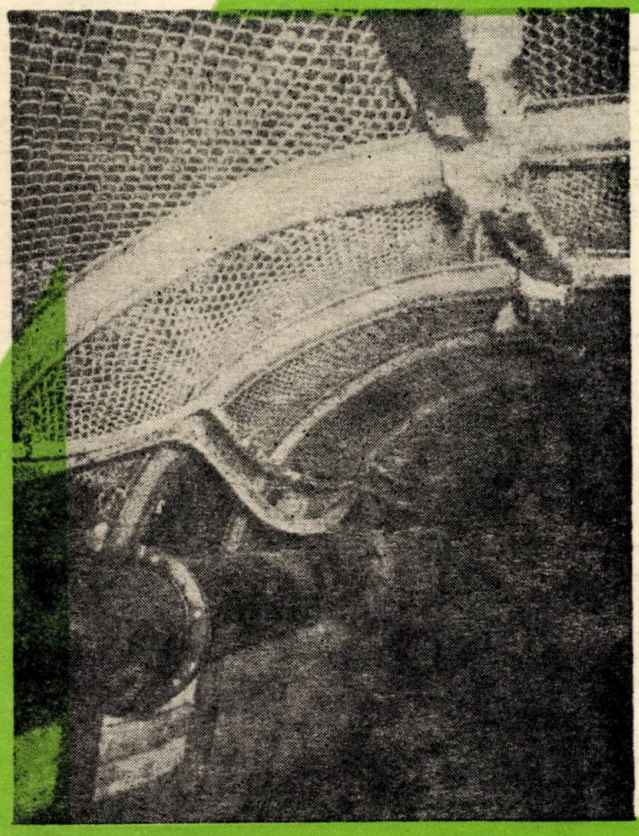
— **Alimentator cu plăci metalice,** folosit la dozarea minereului sub buncăre;

— **Celulă flotare 2,8 m²,** folosit la concentrarea minereurilor neferoase prin procedeul de flotare.

UZINA MECANICĂ DE MAȘINI ȘI UTILAJ MINIER BAIA MARE, str. Baia Sprie nr. 170

Intreprinderea minieră ORADEA

1968 SUL 1 1



produce :

— lignit si cărbune brun
— nisip bituminos
— bitum natural
— uleiuri polare

E. M. Voievozi

susținerea galeriilor de pregătire cu armături metalice tip clopot și bandajare cu plasă de sîrmă

E 1433

7

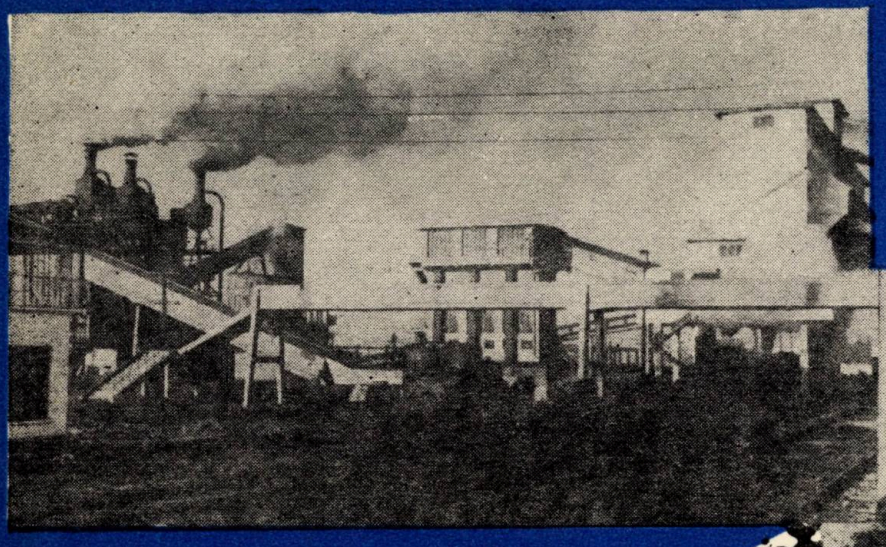
VOLUMUL XIX

1968

IULIE

REVISTA MINELOR

INTREPRINDEREA MINIERĂ CĂPENI



LIGNITUL ȘI BRICHETELE DE CĂPENI
DAU CĂLDURĂ ÎN TOATĂ TARA

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 7 1968

Cuprinsul

Georgescu, D. şi Savin, F.	**Metode şi aparatură pentru determinarea presiunilor active manifestate în lucrările subterane**	257—271
Popescu, Gh. şi Păsculescu, M.	**Măsurarea parametrilor electro-energetici în minele grizutoase**	272—279
Stngeorzan, V., Stef, C. şi Mataca, E.	**Cercetări privind organele de tăiere ale combinelor de abataje folosite la zăcămintele din bazinul Motru, în vederea măririi eficienţei lor**	280—284
Diaconu, I.	**Iazurile de decantare a apelor reziduale industriale evacuate din uzinele de preparare a minereurilor neferoase**	285—289
Lăzărescu, I şi Beiniceanu, C.	**Rolul aurului şi evoluţia lui în domeniu economic (II)**	290—297
Gaube, R.	**Exploziile nucleare în slujba mineritului**	298—301

RECENZII

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE: dr. ing. VLAD PETRE.

E 1433

REVISTA MINELOR
ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA
ANUL XIX Nr. 7 1968

Metode şi aparatură pentru determinarea presiunilor active manifestate în lucrările subterane (II)

D. GEORGESCU şi F. SAVIN

I. ELEMENTE COMPARATIVE PRIVIND PRINCIPIUL DE MĂSURARE A PRESIUNILOR ACTIVE

În funcţie de importanţa şi posibilităţile locale, se folosesc, pentru determinarea presiunilor ce activează pereţii lucrărilor miniere, metode indirecte sau directe de măsurare.

Metodele indirecte folosesc ca principiu de bază măsurarea atît a eforturilor dezvoltate într-o anumită secţiune a elementelor de susţinere, cît şi a eforturilor care generează încovoierea susţinerilor, ca urmare a solicitării acestora la împingerea activă de către rocă.

Aparatura de măsurare, care urmăreşte acest principiu de determinare, se plasează atît în interiorul elementelor de susţinere (definitivă sau provizorie), după mai multe direcţii, cît şi în exterior, înregistrînd deformaţiile obţinute (din interiorul elementelor de susţinere sau deformaţiile la înconvoiere).

Prin însumarea eforturilor, calculate plecînd de la deformaţiile obţinute, se determină deci presiunea activă a rocii la conturul excavaţiei şi care se exercită asupra elementelor de susţinere.

Aceste măsurători sînt însă comparative, deoarece valorile obţinute constituie valorile eforturilor transmise elementelor de susţinere şi calculate pe baza unor determinări de etalonare.

Astfel, presupunînd aplicabile teoriile mediilor continue în regim elastic omogen şi izotrop, care stabilesc relaţiile eforturi-deformaţii, rezultă că deformaţiile, obţinute de aparatura de măsurare plantată în interiorul elementelor de susţinere, au următoarele valori :

$$\varepsilon_x = \frac{1}{E}[\sigma_x - \mu(\sigma_y + \sigma_z)];$$

$$\varepsilon_y = \frac{1}{E}[\sigma_y - \mu(\sigma_z + \sigma_x)]; \qquad (1)$$

$$\varepsilon_z = \frac{1}{E}[\sigma_z - \mu(\sigma_x + \sigma_y)].$$

Rezultă, din ecuaţiile de mai sus, că în afara eforturilor unitare normale σ_x, σ_y şi σ_z, care trebuie determinate, mai este necesară şi cunoaşterea modulului de elasticitate E, precum şi a coeficientului Poisson μ.

Acestea din urmă se determină însă prin încercări de etalonare în laborator, valorile obţinute fiind diferite de cele ale materialului folosit la susţinere.

În mod asemănător se întîmplă şi în cazul determinării eforturilor la încovoiere a materialului de susţinere, solicitat de către masivul de rocă. Astfel, etalonînd materialul de susţinere în laborator la o încovoiere cu o săgeată asemănătoare celei obţinute în galerie, eforturile rezultate nu pot constitui decît valori comparative bazate pe calculul de rezistenţă a materialelor.

Metodele directe, folosite pentru determinarea presiunilor active ale rocii, caută să elimine dezavantajele metodelor indirecte, prin aceea că presiunile măsurate sînt cele date chiar de către rocă, la contactul acesteia cu elementele de susţinere.

Aparatura şi procedeele utilizate în mod curent la determinarea presiunilor active, după această metodă, efectuează măsurătorile într-un sistem monoaxial de solicitare. Adică, aceste procedee de măsurare consideră exercitarea eforturilor active după o singură direcţie (pro-

pagarea verticală a eforturilor), aparatura fiind constituită din mesdoze (dinamometre), plasate ori între stîlpi și grindă, ori la baza stîlpilor de susținere la contact cu vatra lucrării miniere sau între stîlp și rocă.

Aceste măsurători însă nu corespund realității, deoarece eforturile active din masa de rocă (cu caracter eterogen, anizotrop și discontinuu) exercită, asupra elementelor de susținere a excavației, o stare complexă de solicitare, un rol important jucîndu-l secțiunea geometrică a excavației.

În explicarea stărilor complexe de solicitare, mecanica terenurilor admite, pentru simplificarea considerentelor deductive, aplicarea legilor mecanicii mediilor continue. În această situație, plecînd de la măsurătorile directe, mediul de rocă măsurat este reprezentat printr-un mediu echivalent elastic, omogen și izotrop, bazat pe principiul transformărilor conforme.

Se știe că mecanica mediilor continue consideră, pentru un corp în stare de solicitare, că variația eforturilor unitare principale, în raport cu axele principale, are loc după o cuadrică cu următoarea relație :

$$\sigma_1 x^2 + \sigma_2 y^2 + \sigma_3 z^2 = \pm 1. \qquad (2)$$

Locul geometric al cuadricelor constituie deci așa-zisul elipsoid al eforturilor unitare (elipsoidul lui Lamé), a cărui ecuație (raportată la direcțiile principale x, y, z ca axe de coordonate) este următoarea :

$$\frac{x^2}{\sigma_1^2} + \frac{y^2}{\sigma_2^2} + \frac{z^2}{\sigma_3^2} = 1. \qquad (3)$$

Și mecanica rocilor consideră, pentru motive simplificate, că modul de repartiție a eforturilor unitare principale într-un masiv de rocă omogen, elastic și izotrop, poate fi reprezentat după un elipsoid asemănător.

În această situație, efortul unitar principal, σ_1, este cuprins în axa principală verticală z (semiaxa mare a elipsoidului), valoarea lui fiind dată de presiunea litostatică a stratelor de deasupra punctului considerat.

Eforturile principale unitare σ_2, σ_3, cuprinse în axele principale orizontale x și y (semiaxele mici ale elipsoidului), prezintă valori (împingerea activă orizontală) date de valoarea presiunii litostatice σ_1, reduse cu un coeficient (de contracție transversală) funcție de constanta lui Poisson (m).

Deci :

$$\sigma_1 = \rho_a H - p_a ;$$

$$\sigma_2 = \sigma_3 = \rho_a H \left(\frac{1}{m-1}\right) = \rho_a H \left(\frac{\mu}{1-\mu}\right) =$$

$$= \rho_a HK = p_a K, \qquad (5)$$

unde :

ρ_a este densitatea aparentă medie a masivului de rocă de deasupra punctului considerat ;

H — înălțimea coloanei litostatice.

Starea complexă de solicitare cu ajutorul căreia să se constituie elipsoidul eforturilor unitare se poate pune în evidență prin măsurători de determinare triaxială în situ.

Dar aceste măsurători, care practic nu se pot realiza în situ, nu ar exprima corect nici sistemul de solicitare a unei galerii cu secțiune circulară, despre care se tratează în articolul de față.

II. PRINCIPII GENERALE PRIVIND STAREA DE SOLICITARE A UNEI GALERII CU PROFIL CIRCULAR

Exprimarea unor stări mai corecte de solicitare și pentru o excavație cu profil circular, pe baza principiilor expuse mai sus, poate fi realizată cu ajutorul unui plan vertical ce intersectează excavația și în care starea de solicitare este plană.

În acest plan, cuadrica eforturilor unitare principale degenerează în cilindri $\sigma_1 z^2 + \sigma_2 x^2 = \pm 1$, iar elipsoidul eforturilor unitare degenerează într-un cilindru $\frac{z^2}{\sigma_1^2} + \frac{x^2}{\sigma_2^2} = 1$, avînd ca secțiune o elipsă.

Practic, valorile eforturilor unitare principale, obținute prin măsurători directe, nu reprezintă în general o elipsă, ci forme geometrice cu raze de curbură variabile, care trec de la cerc ($\rho = R$) pînă la lemniscate, în funcție de caracterul antizotropic, eterogen și discontinuu al rocii.

Cu această ocazie se menționează că adoptarea schemei analitice simplificate de mai sus, în ceea ce privește distribuția eforturilor la conturul unei excavații, nu prejudiciază în mare măsură posibilitatea determinării presiunii active.

Esențială este măsurarea cît mai exactă a parametrilor variabili existenți în calculul adoptat, și anume, măsurarea deformațiilor. Este adevărat că teorii mai curente consideră complexurile de eforturi generate la conturul unei excavații ca eforturi remanente, reziduale, date prin dezechilibrarea structurii tectonice a sistemului discontinuu și eterogen al rocii.

Această considerație a fost făcută ca urmare a înregistrării unor valori foarte variate a eforturilor active manifestate într-o excavație, la care un rol însemnat îl joacă structura și textura rocii.

Considerînd în continuare schema analitică adoptată, rezultă că eforturile unitare principale care constituie semiaxele acestei elipse sînt deci reprezentate prin $\sigma_1 = \sigma_z$ (dat de pre-

siunea litostatică a masivului de rocă și cuprinsă în axa principală verticală) și $\sigma_2 = \sigma_x$ (cuprinsă în axa principală orizontală).

Solicitarea în cîmpul planului de referință, după conturul circular al excavației, este exprimată prin efortul unitar radial σ_r și efortul unitar tangențial σ_t, variațiile acestor eforturi

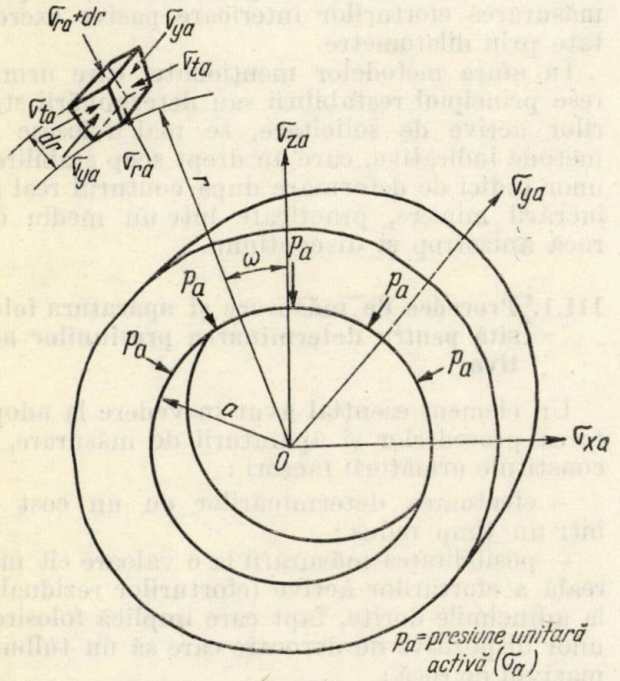


Fig. 1. Solicitarea activă a unui cîmp de rocă după un contur cilindric.

în cîmp, față de axa principală verticală, fiind definite prin unghiul ω (fig. 1).

Într-o stare activă de solicitare (fig. 1), valorile eforturilor unitare în cîmp, pentru o rocă echivalent omogenă, izotropă și elastică, sînt date de relațiile lui P.H. Kuhn, în coordonate polare :

$$\sigma_{ra} = \frac{p_a}{2}(1+K)\left(1-\frac{a^2}{\gamma^2}\right) + \frac{p_a}{2}(1-K)\left(1+\frac{3a^4}{\gamma^4}-\frac{4a^2}{\gamma^2}\right)\cos 2\omega;$$

$$\sigma_{ta} = \frac{p_a}{2}(1+K)\left(1+\frac{a^2}{\gamma^2}\right) - \frac{p_a}{2}(1-K)\left(1+\frac{3a^4}{\gamma^4}\right)\cos 2\omega; \quad (6)$$

$$\sigma_{za} = Kp_a - 2\mu(1-K)\frac{a^2}{\gamma^2},$$

unde :

σ_{ra} este efortul unitar radial ;

σ_{ta} — efortul unitar tangențial ;

$K = \frac{\mu}{1-\mu}$; μ — coeficientul lui Poisson ;

a — raza excavației ;

r este raza unui punct în cîmp față de axa longitudinală neutră a excavației ;

ω — unghiul de variație al eforturilor într-un punct considerat față de ordonată.

Din figura 1 se observă că dacă $\omega = 0$, atunci $\sigma_{ra} = \sigma_z = \sigma_1$, iar $\sigma_{za} = \sigma_x = \sigma_2$.

Relația care exprimă deformările radiale ale conturului circular sub presiune activă, în funcție de eforturile unitare σ_{ra}, σ_{ta} și σ_z, este dată de următoarea ecuație :

$$\varepsilon_r = \frac{\sigma_{ra}}{E} - \frac{\mu}{E}(\sigma_{ta} + \sigma_{za}), \quad (7)$$

în care :

ε_r este deformarea radială specifică (cu semn negativ, pentru că în cazul presiunilor active se micșorează) ;

E — modulul de elasticitate al rocii.

Înlocuind valorile eforturilor unitare din ecuațiile (6) și integrînd aceste deformații radiale specifice, se obține ecuația variației deformărilor radiale în funcție de variațiile presiunilor active :

$$\Delta D_a = 2\int_{\varepsilon_r}^{r=\infty} dr = \frac{\Delta p_a a}{E}[(1-K)(1+\mu) - (1+K)(1+\mu) - 4(1-K)(1-\mu^2)].$$

Rezultă că :

$$\Delta D_a = \Delta p_a Q_a, \quad (8)$$

unde :

$$Q_a = \frac{a}{E}[(1-K)(1+\mu) - (1+K)(1+\mu) - 4(1-K)(1-\mu^2)] \quad (9)$$

Q_a este coeficient de deformabilitate echivalent elastică la solicitare activă.

Într-o stare pasivă de solicitare, după conturul circular al excavației (fig. 2), valorile eforturilor unitare în cîmp sînt date de relațiile :

$$\sigma_{rp} = \frac{a^2}{\gamma^2}\cdot p_p; \quad \sigma_{tp} = -\frac{a^2}{\gamma^2}\cdot p_p; \quad \sigma_z = 0; \quad (10)$$

în care :

σ_{rp} și σ_{tp} sînt eforturi unitare pasive radiale și tangențiale.

Și în cazul stărilor pasive de solicitare, deformațiile radiale specifice ε_r după conturul circular sînt date tot de ecuația (7).

Înlocuind valorile lui σ_{r_p} și σ_{t_p} din ecuația (10), obținem :

$$\varepsilon_r = \frac{p_p\, a^2}{Er^2}(1 + \mu). \qquad (11)$$

Variațiile deformărilor radiale, în funcție de variațiile solicitărilor pasive, sînt date prin relațiile :

$$\Delta D_p = 2\int_{r=a}^{r=\infty} \varepsilon_r \cdot dr = \frac{2a}{E}(1 + \mu)\,\Delta D_p = \Delta p_p\, N_p, \qquad (12)$$

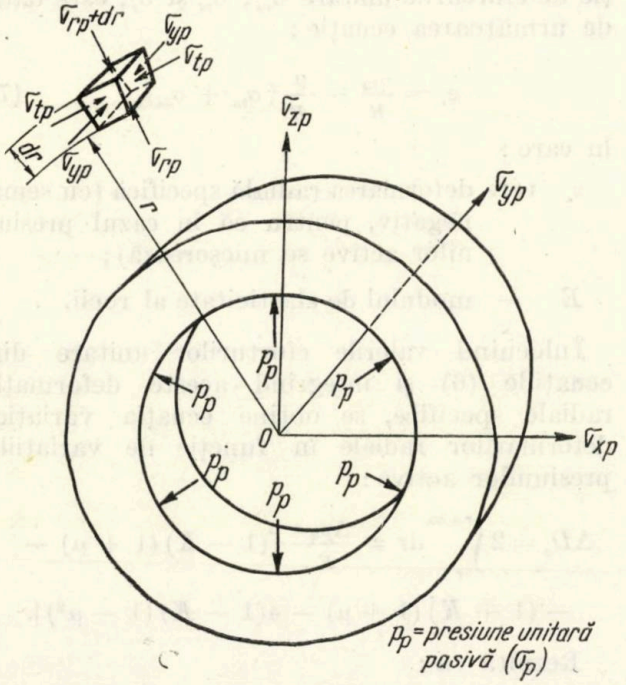


Fig. 2. Solicitarea pasivă a unui cîmp de rocă după un contur cilindric.

de unde :

$$N_p = 2\,(1 + \mu)\,\frac{a}{E}. \qquad (13)$$

N_p este coeficient de deformabilitate echivalent elastică la solicitare pasivă.

III. MĂSURAREA PRESIUNILOR ACTIVE MANIFESTATE LA PEREȚII LUCRĂRILOR MINIERE CU PROFIL CIRCULAR

Față de principiile expuse mai sus, privind starea complexă de solicitare activă după un profil circular, s-au inițiat măsurători care se efectuează în găuri de încercare cu diametre reduse și după mai multe metode. Astfel de metode sînt :

— metoda determinării presiunilor active prin măsurarea deformațiilor radiale (de comprimare) într-o stare activă de solicitare ;

— metoda determinării presiunilor active prin măsurarea presiunii interioare la deformații radiale echivalente stărilor active și pasive de solicitare ;

— metoda determinării presiunilor active prin măsurarea presiunilor interioare la deformații radiale echivalente restabilirii stării active de solicitare din afara găurii de încărcare ;

— metoda determinării presiunilor active prin măsurarea eforturilor interioare pasive exercitate prin dilatometre.

În afara metodelor menționate, care urmăresc principiul restabilirii sau determinării stărilor active de solicitare, se mai folosesc și metode indicative, care au drept scop stabilirea unor indici de deformare după conturul real al lucrării miniere, practicate într-un mediu de rocă anizotrop și discontinuu.

III.1. Procedee de măsurare și aparatura folosită pentru determinarea presiunilor active

Un element esențial avut în vedere la adoptarea procedeelor și aparaturii de măsurare, îl constituie următorii factori :

— efectuarea determinărilor cu un cost și într-un timp redus ;

— posibilitatea măsurării la o valoare cît mai reală a eforturilor active (eforturilor reziduale) la adîncimile dorite, fapt care implică folosirea unor dispozitive de derocare care să nu tulbure masivul de rocă ;

— posibilitatea măsurării eforturilor active pe un cîmp mai mare de rocă.

Astfel de condiții pot fi oferite în încercările în găuri de foraj, deoarece sistemul de săpare folosit (sape cu inserții de diamant sau widia) nu deranjează în mare măsură starea activă de solicitare pe care vrem s-o măsurăm.

Dezavantajul determinărilor în găuri de foraj îl constituie suprafața redusă de încărcare. Însă, posibilitatea efectuării unor numeroase încercări (continue) poate duce la estimarea eterogeneității și anizotropiei rocii cu ajutorul interpretării statice.

Procedeele și aparatura folosită în vederea măsurării presiunilor active manifestate în pereții excavațiilor cu profil circular au fost aplicate în funcție de principiul metodei de măsurare. În cele ce urmează se vor descrie procedeele și aparatura conform metodelor menționate mai sus.

III. 1. a. Măsurarea după metoda deformațiilor radiale într-o stare activă de solicitare

Această metodă consideră că starea plană de solicitare activă dintr-un masiv, în care s-a efectuat o excavație după un contur circular, poate fi estimată măsurînd deformațiile radiale obținute în urma decomprimării cîmpului de rocă, detașat prin cercetare, pînă la obținerea

unei stări de echilibru. Deci presupunînd că cilindrul de rocă din masiv prezintă o structură cvasielastică, omogenă şi izotropă, rezultă că prin măsurarea deformaţiilor radiale obţinute cu ajutorul unor traductoare, se pot determina

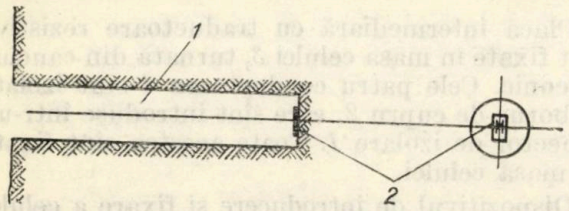


Fig. 3. Efectuarea găurii de încercare înaintea decomprimării :
1 — gaură de foraj; *2* — traductor rezistiv (cu fir de rezistenţă electrică).

presiunile active, considerînd liniară funcţia efort activ-deformaţie radială măsurată.

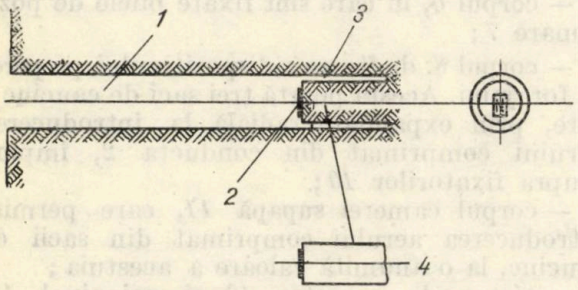


Fig. 4. Decomprimarea rocii prin carotare :
1 — gaura de foraj, efectuată ; *2* — traductor rezistiv ; *3* — supralungirea forajului efectuat prin carotare; *4* — carotă prelevată cu traductorul rezistiv fixat pe ea.

Prin etalonarea traductoarelor în laborator, conform curbei efort-deformaţie, se determină valoarea presiunii active corespunzătoare deformaţiei radiale măsurate.

Faţă de caracterul eterogen, anizotrop şi discontinuu al rocii, o determinare mai exactă a presiunilor active în situ, prin această metodă, va fi posibilă prin măsurarea deformaţiilor radiale după mai multe direcţii.

În scopul realizării determinărilor conform principiului care stă la baza acestei metode, este necesar mai întîi să se efectueze o gaură de încercare pînă la punctul de măsurare (fig. 3). Se netezeşte apoi talpa forajului, astfel ca să rezulte o suprafaţă cît mai plată şi fără rugozităţi, aceasta pentru a fi posibilă fixarea în bune condiţii a dispozitivului de măsurare. De această fixare, de fapt, depind rezultatele măsurării presiunilor active.

Sistemul de măsurare este alcătuit din traductoare electrice rezistive (cu fir de rezistenţă electrică) de tipul mărcilor tensiometrice. După fixarea sistemului de măsurare, se carotează cu o carotieră de prelevat probe neturburate, pe o lungime de 3 D—5 D, după care se procedează la ruperea probei şi scoaterea ei la suprafaţă.

În timpul fixării celulei de măsurare pe talpa forajului, prin intermediul unui adeziv, se citesc înregistrările date de către traductoare. Numai după obţinerea unor valori constante ale înregistrărilor se începe operaţia de carotare, semnalîndu-se prin aceasta că fixarea celulei a fost efectuată. Citirile indicatorului de suprafaţă, care înregistrează de fapt deformaţiile radiale în mărimi electrice date prin decomprimarea carotei în timpul detaşării (eliberarea de sub sarcina activă a carotei), se face şi în timpul operaţiei de carotare.

Schema electrică a dispozitivului de măsurare este dată în figura 5.

Citirile se continuă pînă la obţinerea unor valori echivalente stării de echilibru. Deci, alungirea radială a carotei, faţă de starea iniţială (înainte de carotare), care corespunde diferenţei dintre citirile indicatorului de suprafaţă înainte şi după carotare, indică starea de solicitare activă manifestată la conturul găurii de încercare, la nivelul planului de măsură (la talpa forajului pe care s-au fixat traductoarele).

Din punct de vedere tehnologic, în acest sistem de măsurare se ivesc unele inconveniente legate de fixarea traductoarelor şi de sensibilitatea acestora într-un mediu umectat.

În scopul înlăturării acestor deficienţe, Institutul naţional de cercetări mecanice de pe lîngă Consiliul de cercetări ştiinţifice şi industriale ale R.S.A. a perfecţionat o celulă de măsu-

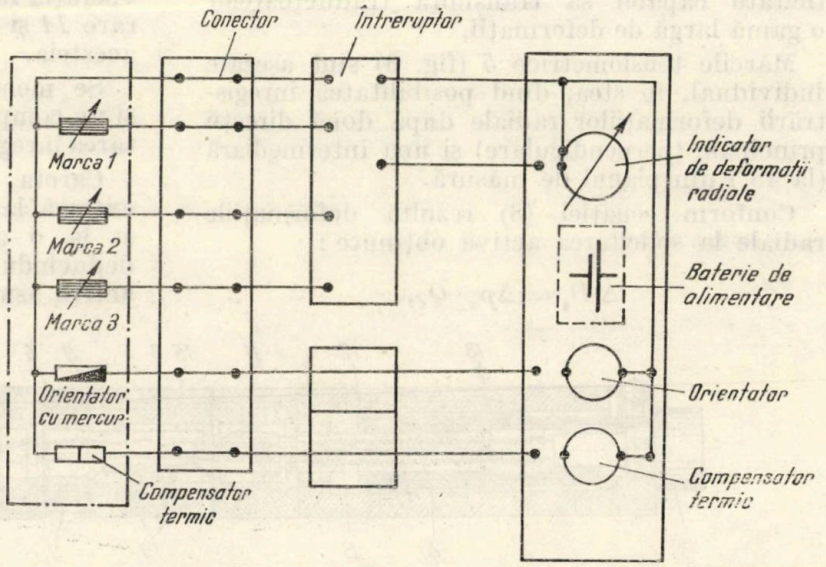


Fig. 5. Schema electrică de principiu a dispozitivului de măsurare.

rare bazată pe folosirea traductoarelor rezistive într-un mediu impermeabil, precum și un dispozitiv de lansare a celulei care asigură o bună fixare a acesteia pe talpa forajului.

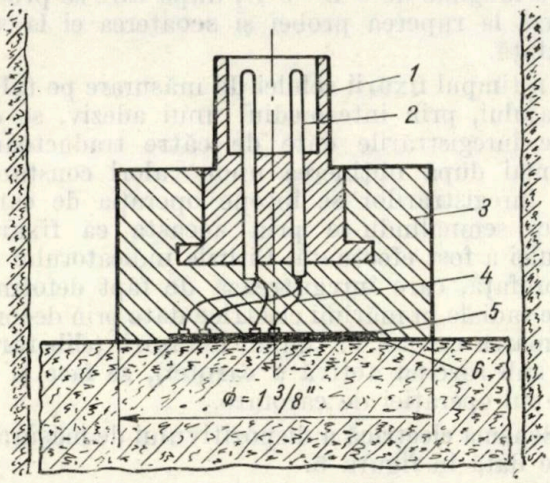


Fig. 6. Secțiunea transversală printr-o celulă de măsurare.

Celula de măsurare este astfel concepută încît facilitează reducerea șocurilor parazite date în timpul forării carotei, permițînd și transmiterea integrală a deformațiilor rocii detensionate, chiar dacă după fixare mediul se umectează.

Aceste avantaje au fost create prin înglobarea traductoarelor în masa celulei, adică prin lipirea acestora pe o placă intermediară circulară *6* (fig. 6), care vine în contact cu roca. Această placă transmite deformațiile rocii la traductoare.

Placa intermediară, cu o grosime de 0,6 mm și diametrul $1^3/_8''$, este confecționată dintr-o rășină opoxidică (Araldit), cu un modul de elasticitate capabil să transmită traductoarelor o gamă largă de deformații.

Mărcile tensiometrice *5* (fig. 6) sînt așezate individual, în stea, dînd posibilitatea înregistrării deformațiilor radiale după două direcții principale (perpendiculare) și una intermediară (la 45°) din planul de măsură.

Conform ecuației (8) rezultă deformațiile radiale la solicitarea activă obținute :

$$\Delta D_a = \Delta p_a \cdot Q_a,$$

unde :

Δp_a este presiunea activă care trebuie determinată ;

Q_a — coeficientul de deformabilitate echivalent elastică, conform formulei (9).

Placa intermediară cu traductoare rezistive sînt fixate în masa celulei *3*, turnată din cauciuc siliconic. Cele patru conductoare *4* sînt izolate în borne de cupru *2*, care sînt introduse într-un conector de izolare *1*. Toate acestea sînt fixate în masa celulei.

Dispozitivul de introducere și fixare a celulei pe talpa forajului (fig. 7) este alcătuit din următoarele :

— corpul *1* de fixare a dispozitivului la tijele prelungitoare, prin care trece conducta flexibilă de aer comprimat *2*. Acest corp se înfiletează la un niplu *3*, care poartă un conector cu șase canale *4* și orientatorul electric cu mercur *5* ;

— corpul *6*, în care sînt fixate bilele de poziționare *7* ;

— corpul *8*, de fixare a dispozitivului pe pereții forajului. Acesta poartă trei saci de cauciuc *9* care, prin expandare radială la introducerea aerului comprimat din conducta *2*, împing asupra fixatorilor *10* ;

— corpul camerei supapă *11*, care permite introducerea aerului comprimat din sacii de cauciuc, la o anumită valoare a acestuia ;

— pistoanele conector *12* și principal *13*.

Aerul comprimat din camera supapei pătrunde în camera *B* exercitînd o presiune asupra pistonului principal, condiționînd astfel presarea celulei de măsurare *14*, pînă la cimentarea acesteia pe talpa forajului. Prin admisia aerului comprimat în camera *A*, provenit din conducta de aer comprimat *15*, se împinge pistonul conector *12* în sus și deci și pistonul principal *13*, operația făcîndu-se după priza celulei de măsurare *14* și citirea înregistrărilor de referință ale acesteia.

Se menționează că acest dispozitiv poartă și un compensator de temperatură pentru corectarea înregistrărilor.

Carota, împreună cu celula de măsurare extrasă la suprafață, este supusă în laborator și la o analiză fotoelastică tridimensională, deducîndu-se sistemul de solicitare complex activă asupra secțiunii măsurate.

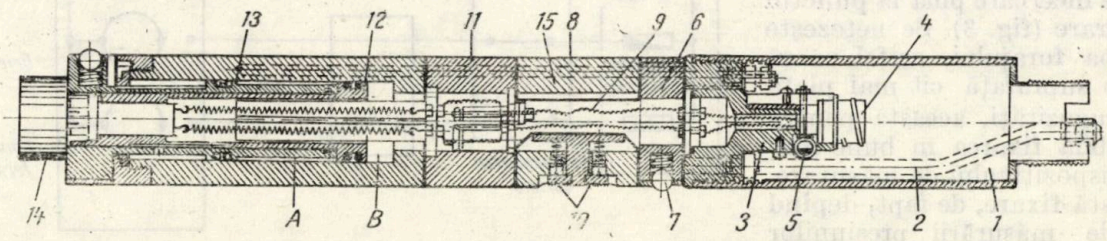


Fig. 7. Dispozitivul de fixare a celulei de măsurare pe talpa forajului.

Se mai menționează faptul că în laborator se efectuează și o operație de verificare a fixării celulei. În acest scop, se taie partea carotei împreună cu celula (pe o grăsime de 1/2″) și se supune la încercări radiale pe direcțiile de așezare a mărcilor, trasîndu-se în cele din urmă curbele efort activ-deformație radială. Prin examinarea acestor curbe se poate constata dacă fixarea traductoarelor pe talpa forajului a fost efectuată în bune condiții.

III. 1. b. *Măsurarea după metoda presiunii interioare la deformații radiale echivalente stărilor active și pasive de solicitare*

Principiul acestei metode pleacă de la teoriile simplificate ale lui Lamé, privind repartiția eforturilor unitare într-un mediu elastic (ecuațiile 4 și 5), considerînd că o excavație orizontală cu profil circular este supusă din exterior la un sistem de forțe alcătuite din presiunea litostatică verticală, p_a, și presiunile orizontale, $p_a K$, funcție de coeficientul lui Poisson. Relațiile dintre deformațiile radiale ΔD_a și forțele active exterioare sînt arătate în ecuația (8). Exercitînd o presiune (p_p — presiune pasivă) în interiorul unei găuri de încercare, ce alcătuiește cel de-al doilea sistem de forțe; aceasta va da naștere la deformații radiale ΔD_p a cărei relație este arătată prin ecuația (12):

$$\Delta D_p = \Delta p_p \cdot N_p.$$

Variațiile deformațiilor radiale la solicitarea activă pot fi determinate prin decomprimarea unui cîmp de rocă *1*, cu profil circular, în care este cuprinsă excavația cilindrică de măsurare *2* (fig. 8). Decomprimarea este efectuată prin carotare.

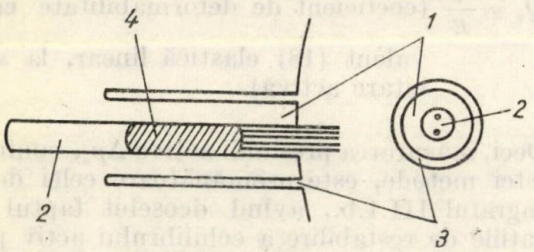


Fig. 8. Decomprimarea unui cîmp de rocă prin carotare:
1 — cîmpul de rocă în care este situată gaura de încercare, solicitată la împingere pasivă; *3* — tăierea cîmpului după un contur cilindric, prin carotare; *4* — dispozitiv de încercare (dilatometru).

Considerînd un plan transversal de măsură situat într-un mediu elastic, rezultă că la valori egale ale deformațiilor radiale supuse la ambele solicitări, și anume $\Delta D_a = \Delta D_p$, obținem relația:

$$\Delta p_p \, N_p = \Delta p_a \, Q_a, \qquad (14)$$

în care:

Δp_p și Δp_a sînt solicitări la presiuni active și pasive;

Q_a este coeficient de deformabilitate echivalent elastică la solicitarea activă;

N_p — coeficient de deformabilitate echivalent elastică la solicitări pasive.

Cunoscînd valorile coeficienților Q_a și N_p din ecuațiile (9) și (13), reiese că prin raportarea acestor coeficienți se elimină modulul de elasticitate, deoarece:

$$\frac{Q_a}{N_p} = \frac{\frac{f_1(\mu)}{E}}{\frac{f_2(\mu)}{E}} = \frac{f_1(\mu)}{f_2(\mu)}. \qquad (15)$$

Din (14) rezultă:

$$\Delta p_p = \frac{Q_a}{N_p} \Delta p_a = A \, \Delta p_a, \qquad (16)$$

unde:

$$A = \frac{Q_a}{N_p}.$$

Δp_p este presiunea interioară obținută într-un dilatometru care deformează radial în planul de măsură pereții unei excavații cu profil circular, la valori egale cu deformațiile radiale la solicitare activă.

Din relația (16) necunoscută este numai Δp_a (presiunea activă); A este coeficient calculat numai în funcție de coeficientul lui Poisson, nu și în funcție de modulul de elasticitate care ar erona calculul în mare măsură, luîndu-l empiric.

Înlocuind valorile lui Q_a și N_p din ecuațiile (9) și (13), rezultă:

$$A = \frac{Q_a}{N_p} = 4\mu - K - 2. \qquad (17)$$

Aparatura pentru măsurarea deformațiilor radiale și a presiunii interioare echivalente a fost concepută de M. Tincellin și prof. Haas.

Aparatura de principiu concepută de Tincellin este alcătuită dintr-un corp central *1* (fig. 9), în care este situat dispozitivul de măsurare și două dopuri de legătură *2*, ce închid și solidarizează corpul central al dilatometrului printr-o tijă de legătură.

Corpul central este învelit de o manta elastică din tablă de cupru (0,5 mm) sau cauciuc, etanșată prin intermediul dopurilor laterale.

Dispozitivul de măsurare se bazează pe principiul măsurării deformațiilor radiale prin traductoare rezistive. Aceste traductoare sînt niște lame flexibile *3*, prevăzute pe fiecare din fețe cu cîte un șanț în care sînt fixate conduc-

toare electrice (fir rezistiv). Lamele sînt montate pe niște piese metalice *4*, care facilitează deplasarea acestora o dată cu alungirea radială a pereților găurii de încercare sub presiune, prin intermediul unor resorturi elastice *5*.

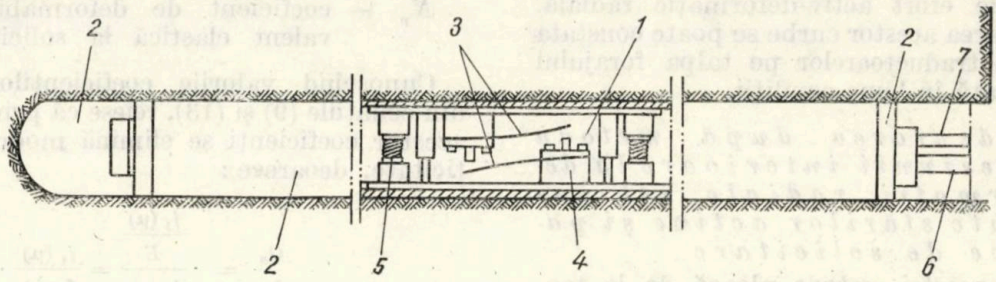


Fig. 9. Dilatometrul Tincellin.

Conductoarele electrice *6* sînt conectate printr-un cablu electric la indicatorul de suprafață. Aducția lichidului sub presiune este făcută prin conducta *7*.

La fiecare variație a deformațiilor radiale, conductoarele fixate pe lamele flexibile își schimbă rezistența electrică pe care o transmit la indicator.

III. 1. c. *Măsurarea după metoda presiunilor interioare la deformații radiale echivalente restabilirii stării active de solicitare din afara găurii de încărcare*

Această metodă urmărește eliminarea modulului de deformabilitate din calculul presiunilor active, la fel ca și în metoda descrisă la paragraful III 1. b. Se reamintește că aceste scheme principale de determinare a presiunilor sînt adoptate pentru a elimina din erorile ce pot rezulta prin considerarea teoretică a mediului rocă ca mediu elastic omogen. Deci, luînd o valoare etalonată a modulului de elasticitate și plasînd-o în calculul presiunilor active, pentru diferite puncte măsurate ar rezulta presiuni cu valori eronate.

La fel ca și în procedeul conform metodei descrise la paragraful III. 1. b, intervin în sistemul de măsurare două sisteme de forțe :

— un sistem exterior p_a de solicitare care este asemănător celui de la paragraful III. 1. b în cazul găurii de încărcare orizontale. Dacă gaura forată este verticală, solicitarea exterioară este constituită numai din presiunile active orizontale ;

— un sistem interior p_p care alcătuiește presiunea pasivă din interiorul găurii de încărcare exercitată de către un dilatometru.

Deformațiile la solicitarea activă Δd_a, luate în considerare, sînt cele obținute în afara găurii de încărcare, după o solicitare monoaxială. Adică, plasînd rectiliniu traductoare cu corzi vibrante, perpendicular pe direcția radială și în afara conturului găurii, acestea vor înregistra deformațiile liniare active Δd_a, după forarea găurii de încercare (după detensionarea pereților găurii de încercare).

Deformația radială ΔD_p, la solicitarea pasivă înregistrată de către dilatometru, va avea relația arătată în ecuația (12).

Exercitînd o presiune (presiune pasivă p_p) cu ajutorul dilatometrului în interiorul găurii de încărcare după un contur cu profil circular, se va obține o valoare a presiunii Δp_p corespunzătoare unei deformații radiale ΔD_p, capabilă să refacă deformațiile liniare active din exteriorul găurii de încercare (să restabilească echilibrul activ). Acest moment este marcat prin restabilirea tonalității inițiale a traductorului cu coardă vibrantă din afara conturului găurii de încercare. Relația obținută în acest moment va fi cea conform ecuației (14), iar coeficienții Q_a și K_p vor avea următoarele valori :

$$N_p = 2\,(1 + \mu)\,\frac{a}{E}\ \text{(conform ecuației 13)};$$

$$Q_a = \frac{1}{E}\ \text{(coeficient de deformabilitate echivalent (18) elastică linear, la solicitare activă).}$$

Deci, măsurarea presiunii active Δp_a, conform acestei metode, este asemănătoare celei de la paragraful III.1.b., avînd deosebit faptul că ecuațiile de restabilire a echilibrului activ prin exercitarea unei presiuni interioare se ia în considerare față de un punct situat în afara găurii de încărcare.

Coeficientul A din ecuația (16) va avea în această situație relația :

$$A = \frac{Q_a}{N_p} = \frac{1}{2a} \cdot \left(\frac{1}{1 + \mu}\right). \qquad (19)$$

Una din aparaturile folosite pentru măsurarea presiunii active după această metodă este dilatometrul Janod-Mermin.

Acest dilatometru este alcătuit din următoarele elemente principale :

— corpul dilatometrului *1* (fig. 10), alcătuit dintr-o conductă de oţel cu diametrul exterior de 164 mm, lungime 70 mm şi grosime 10 mm ;

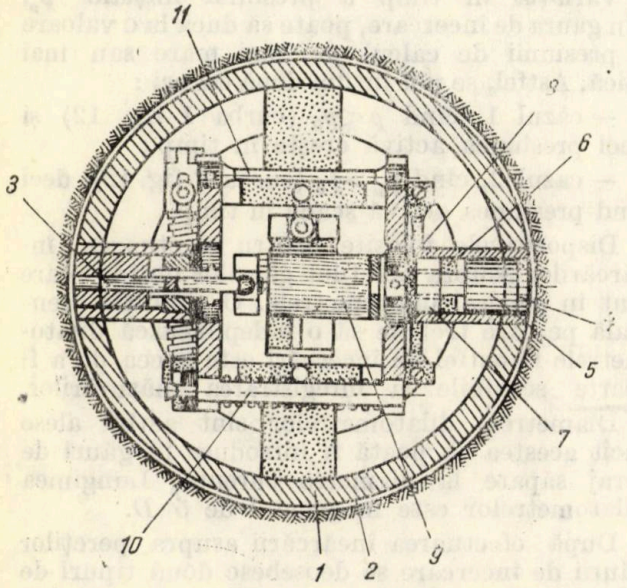


Fig. 10. Secţiune transversală prin dilatometrul Janod-Mermin.

— o cămaşă cilindrică din tablă de aluminiu călit *2*, cu grosime redusă ; această cămaşă, care îmbracă conducta în exterior, se asamblează la capete prin buloane cu închizători metalici. Între închizători şi cămaşa de expandare se plasează garnituri de etanşare din cauciuc ;

— sistemul de măsurare a deformaţiilor radiale, alcătuit din patru tije *3*, dispuse cîte două tije după un diametru şi fixate la partea interioară a cămăşilor din aluminiu. Aceste tije trec prin conducta de oţel, fiind protejate prin cîte o presă de etanşare, alcătuită din următoarele : capetele de etanşare *4*, pistoanele de etanşare *5*, garniturile *6*, dopurile de închidere *7* şi fundul presei *8*.

Măsurarea deformaţiilor radiale se execută în două planuri transversale, după două diametre dispuse la 90°. Planurile transversale sînt plasate în zona mediană de măsurare.

Principiul de măsurare se bazează pe folosirea unor traductoare rezistive *9*, care urmăresc deplasarea radială a tijelor *3*, în urma expandării cămăşii de aluminiu sub acţiunea presiunii hidraulice.

Traductoarele, asamblate de un cadru de susţinere, sînt de tipul SFIM-401, cu tensiune de 12 V. Variaţiile mărimilor electrice sînt înregistrate la indicatorul de suprafaţă. Cadrul de susţinere este constituit din două tije mobile *10* şi două tije articulate la capete *11*, diametral opuse, aceasta în vederea amortizării eventualelor impulsuri.

Punerea sub presiune a cămăşii dilatometrului, în spaţiul cuprins între cămaşă şi conducta de oţel, este făcută prin ţevi racordate la o pompă hidraulică de la suprafaţă. Pentru a permite distribuţia uniformă a presiunilor pe tot conturul cilindric, inclusiv şi la nivelul punctelor de măsurare, se introduce apa sub aceeaşi presiune şi în presele de etanşare a tijelor.

Curba efort pasiv-deformaţie radială se trasează în funcţie de valorile obţinute la manometru (pentru presiune) şi la indicatorul de suprafaţă (pentru deformaţii).

Operaţia de măsurare se continuă pînă cînd se va restabili starea activă iniţială din afara găurii de încercare.

III. 1. d. *Determinarea după metoda măsurării presiunilor interioare pînă la restabilirea stării iniţiale de echilibru activ*

Această metodă măsoară presiunea activă după considerente simplificate. Astfel, se pleacă de la presupunerea faptului că manifestarea presiunii active într-o gaură de încercare are loc după o curbă liniară p_0 0′ (fig. 11), în funcţie

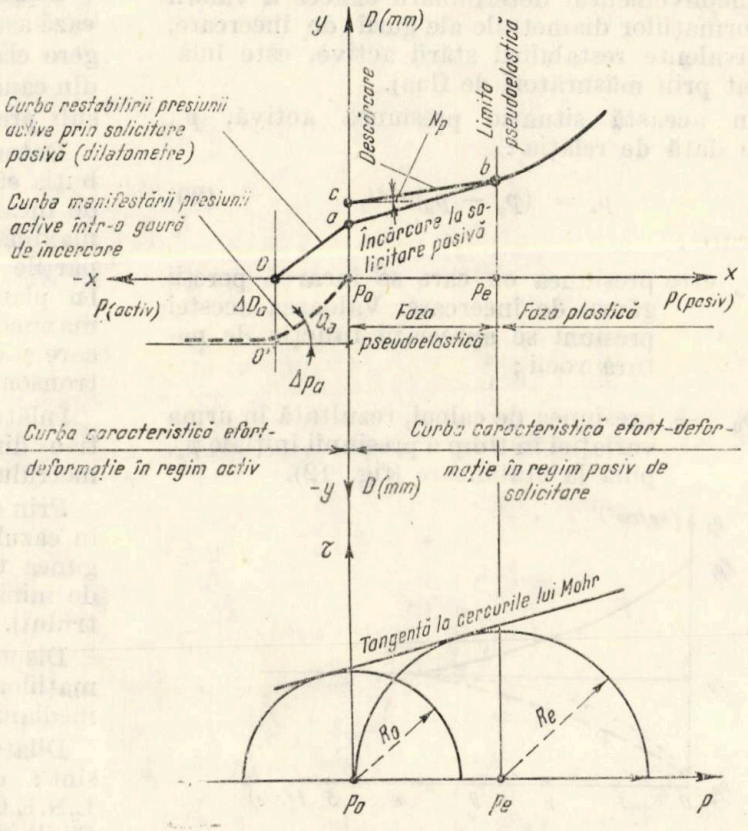


Fig. 11.

de reducerea diametrului găurii de încercare pînă la o stare de echilibru de la care se poate efectua o încărcare. Se consideră în continuare că se poate reconstitui curba manifestării active printr-o încărcare pasivă asupra pereților găurii de încercare, determinîndu-se curba O_a.

Variația diametrului găurii de încercare (ΔD_{p0}) de la începerea încărcării și pînă la o valoare ce marchează începerea stării pseudo-elastice de solicitare pasivă, corespunde valorii presiunii de calcul p_0. Prin lipsa unor parametri de verificare a valorii deformărilor radiale care marchează restabilirea echilibrului activ, așa după cum s-a întîlnit la celelalte metode de măsurare, în această metodă, deformările diametrale ale găurii de încercare, corespunzătoare valorii presiunii de calcul, nu au o valoare exactă, ci o valoare stabilită prin tatonare.

Considerîndu-se totuși că valoarea deformațiilor diametrale ΔD_{p0} prezintă o valoare apropiată de cea reală, rezultă că se poate aplica ecuația (14) și deci ecuația (16),

unde :

$$\Delta p_p = A\,\Delta p_a, \text{ sau } \Delta p_a = \frac{1}{A}\cdot \Delta p_p .$$

Reiese că presiunea activă, Δp_0, se determină prin produsul dintre factorul A (calculat conform ecuației 17) și presiunea de calcul stabilită în urma încărcărilor efectuate în gaura de încercare.

Inconvenientul determinării exacte a valorii deformațiilor diametrale ale gurii de încercare, echivalente restabilirii stării active, este înlăturat prin măsurători de fluaj.

În această situație presiunea activă, p_a, este dată de relația :

$$p_a = (p_p - p_0)e^{-kt}, \qquad (20)$$

în care :

p_p este presiunea cu care se încarcă pereții găurii de încercare. Valoarea acestei presiuni se apreciază funcție de natura rocii ;

p_0 — presiunea de calcul, rezultată în urma variației în timp a presiunii inițiale p_p, pînă la stabilizare (fig. 12).

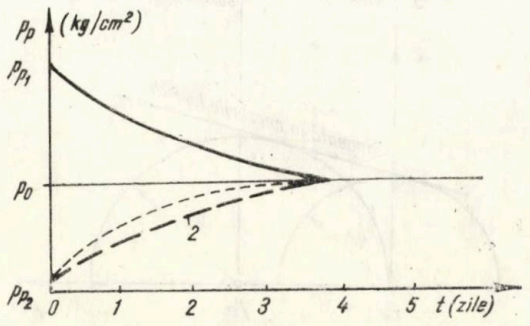


Fig. 12.

În schimb, relația (20) consideră că presiunea activă determinată p_a constituie media valorii eforturilor principale active σ_2 și σ_3, în cazul unei găuri de încercare verticale, sau σ_1 și σ_2 în cazul unei găuri orizontale.

Variația în timp a presiunii inițiale p_p, din gaura de încercare, poate să ducă la o valoare a presiunii de calcul p_0, mai mare sau mai mică. Astfel, se pot întîlni două cazuri :

— cazul 1, cînd $p < p_0$ (curba *1* fig. 12) și deci presiunea activă crește în timp ;

— cazul 2, cînd $p_p > p_0$ (curba *2* fig. 12), deci cînd presiunea activă scade în timp.

Dispozitivele folosite pentru efectuarea încărcărilor asupra pereților găurilor de încercare sînt în general dilatometrele. O condiție esențială pe care trebuie să o îndeplinească dilatometrele la astfel de încercări este aceea de a fi foarte sensibile la înregistrarea măsurărilor.

Diametrele dilatometrelor sînt astfel alese încît acestea să poată fi introduse în găuri de foraj săpate la diametre curente. Lungimea dilatometrelor este în general de 5 *D*.

După efectuarea încărcării asupra pereților găurii de încercare se deosebesc două tipuri de dilatometre : dilatometre cu încărcare pasivă hidraulică (elastică) și dilatometre cu încărcare pasivă rigidă (mecanică).

Dilatometrele cu încărcare elastică

Dilatometrele din această categorie efectuează asupra pereților găurii de încercare o împingere elastică cu ajutorul unei cămăși flexibile din cauciuc sau din tablă subțire metalică, pusă sub presiune hidraulică.

Datorită stării elastice de împingere, distribuția eforturilor după generatoarea tronsonului de încărcare se face după o curbă cu valoarea maximă în zona mediană și valori minime în părțile extreme ale tronsonului de încărcare. În plan transversal se vor obține deformații maxime în zona mediană a tronsonului de încărcare și deformații minime în zonele extreme ale tronsonului.

Înlăturarea acestui inconvenient se face printr-o dimensionare optimă a lungimii dilatometrului, funcție de diametrul acestuia.

Prin calcul matematic și prin fotoelasticitate, în cazul unei găuri cilindrice, s-a găsit că lungimea tronsonului de încărcare trebuie să fie de minimum 5 *D* (*D* este diametrul dilatometrului).

Dispozitivele de măsurare a alungirii deformațiilor diametrale se plasează deci în zona mediană.

Dilatometre construite pe acest principiu sînt : dilatometrul Kujundzic, dilatometrul L.N.E.C. (Laboratorio Nacional de Engenharia Civil), dilatometrul Mederatec ș.a.

Construcţia acestor dilatometre diferă în mare, prin sistemul de măsurare a deformaţiilor, deci prin sensibilitatea lor de măsurare. În continuare se vor descrie succint dilatometrele Kujundzic şi L.N.E.C.

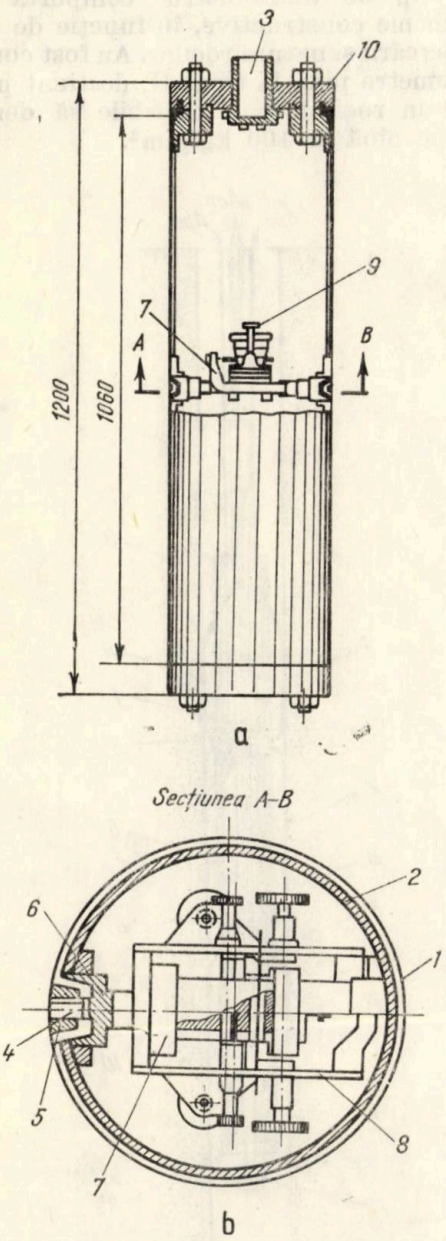


Fig. 13. Dilatometrul Kujundzic

Dilatometrul Kujundzic este alcătuit din următoarele elemente (fig. 13):

— o conductă de oţel *2*, cu diametrul de 195—295 mm şi lungimea de 1 000—1 200 mm;

— o cămaşă din cauciuc, dilatabilă *1*, care îmbracă conducta *2* în exterior şi este prinsă de acesta la ambele capete prin închizătorii *10*;

— suportul dilatometrului *3*, ce se racordează la prăjinile de foraj;

— tijele de măsurare a deformaţiilor *4*, care sînt fixate de partea interioară a cămăşii de cauciuc, printr-o bucşă specială *5*; tijele au asigurate trecerile prin conducta *2*, printr-un sistem de press-garnitură *6*. La un diametru de măsurare se întîlnsc două tije. Măsurarea deformaţiilor este făcută pe două diametre perpendiculare unul faţă de altul, cuprinse în două planuri de măsurare, separate şi egal depărtate faţă de axa mediană; distanţa între cele două planuri de măsurare este de 65 mm.

Sistemul de măsurare a deformaţiilor radiale într-un plan este alcătuit din:

— suportul plăcii de sprijin *7* al palporului microcomparatorului electric. Acest suport este fixat de una din tije;

— suportul placă al microcomparatorului *8*, fixat de cea de-a doua tijă;

— strîngătorul microcomparatorului *9*, care asigură neînregistrarea unor eventuale şocuri de către aparatura de măsură;

— dispozitivul de măsurare a mărimilor electrice, existent la suprafaţă, şi care constituie indicatorul M.C.H. (Motor Columbus Huggenberger).

Principiul de măsurare a deformaţiilor se bazează pe măsurarea variaţiilor rezistenţelor electrice date prin depărtarea celor două tije.

Acest dilatometru mai este dotat şi cu un sistem de măsurare volumetrică a apei sub presiune, admise între cămaşă şi conductele de oţel. Un dezavantaj al acestui tip de dilatometru îl constituie sistemul de prindere al cămăşii de cauciuc care, prin dilatare, este supusă şi la eforturi de tracţiune.

Dilatometrul L.N.E.C., construit după acelaşi principiu, prezintă avantajul măsurării deformaţiilor diametrale după patru direcţii aşezate la un unghi de 45°, în patru planuri de măsură (fig. 14). Distanţa pe generatoare,

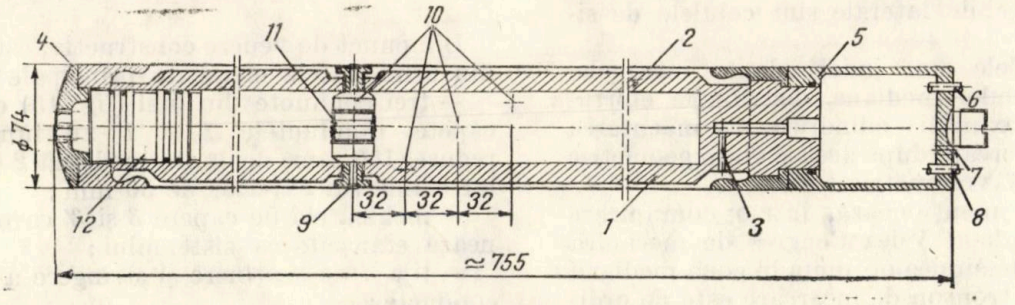


Fig. 14. Dilatometrul L.N.E.C.

a tronsonului de încărcare între cele două planuri transversale de măsură, este de 32 mm. Distanţa între cele patru planuri de măsurare a deformaţiilor este deci de 96 mm, acestea fiind plasate în zona mediană a dilatometrului.

Din punct de vedere constructiv, conducta din oţel inoxidabil *1*, are diametrul exterior de 66 mm, lungimea de 540 mm şi grosimea de 10 mm. Cămaşa de expansiune, *2*, este din cauciuc NEOPREN, cu grosimea de 4 mm.

Lichidul de presiune este pompat între cămaşa *2* şi conducta *1*, prin orificiul *3*.

La capătul de jos al dilatometrului se fixează un dop de închidere *4*, prin care trece ventilul de presiune *12*. Acţionarea ventilelor este făcută cu ajutorul aerului comprimat.

La celălalt capăt, dilatometrul este prevăzut cu un dop de închidere *5*, prin care trec : conducta cu aer comprimat *6*, cablurile electrice *7* şi conducta pentru lichidul sub presiune *8*.

Pentru măsurarea deformaţiilor se folosesc patru transformatoare liniare diferenţiale de tipul traductoarelor cu inductanţă variabilă.

Fiecare transformator diferenţial serveşte la măsurarea alungirii radiale pe un diametru corespunzător unui plan de măsură.

Dispozitivul de măsurare prezintă un spectru larg de înregistrare, avînd o precizie de 1 micron şi sensibilitate de 0,1 microni.

Tijele, *9*, sînt fixate de partea interioară a cămăşii *2*. Între cele două tije ale unui plan de măsurare, este fixat transformatorul diferenţial *10*, cu miezul metalic şi bobina respectivă.

Aplicarea permanentă a tijelor pe pereţii găurii de încercare este făcută prin intermediul resorturilor *11*. Acţionarea tijelor de măsurare la aceeaşi presiune, pe peretele găurii de încercare, este făcută cu ajutorul aerului comprimat.

Din descrierea dilatometrelor de mai sus s-a constatat că, pentru mărirea preciziei de măsurare, se impune plasarea mai multor planuri de măsură a deformaţiilor radiale de-a lungul tronsonului de încărcare. Însă, acest lucru întîmpină un inconvenient şi anume acela al distribuţiei liniare a eforturilor despre care s-a amintit mai sus.

Pentru a condiţiona o distribuţie cilindrică a eforturilor în zona de măsurare, s-au creat dilatometre cu trei şi chiar cinci celule de presiune, solicitate la aceeaşi presiune. Celula de măsurare a deformaţiilor este celula mediană, iar celelalte celule laterale sînt celulele de siguranţă.

Toate celulele sînt independente între ele.

În zona celulei mediane, distribuţia eforturilor este aproximativ cilindrică, iar măsurarea deformaţiilor create după acelaşi cîmp geometric este efectuată volumetric.

L. Ménard menţionează, într-o comunicare făcută la cel de-al V-lea Congres de mecanica terenului, că presiunea obţinută în zona mediană a unui singur tronson de încărcare este de ordinul a 4/3 din presiunea obţinută în zona mediană a aceluiaşi tronson alcătuit din trei celule independente.

Dilatometrul alcătuit după acest principiu este dilatometrul L. Ménard.

Acest tip de dilatometru comportă mai multe scheme constructive, în funcţie de destinaţia încercării şi natura rocilor. Au fost construite dilatometre pînă la tipul H, destinat pentru încercări în roci dure şi capabile să dezvolte o presiune pînă la 100 kgf/cm².

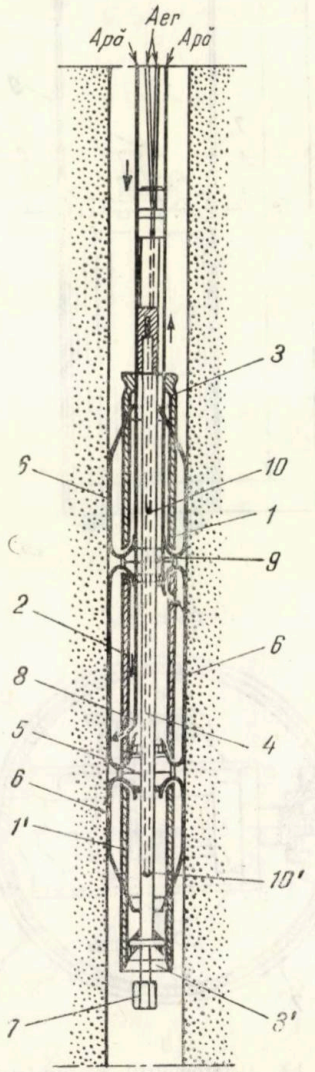


Fig. 15. Dilatometrul L.Ménard.

Din punct de vedere constructiv, este alcătuit din următoarele elemente principale :

— trei conducte din oţel (fig. 15) evazate la capete. Conductele *1* şi *1'* au lungimi mai reduse (150 mm) decît cea mediană *2* (200 mm), iar diametrul exterior de 50 mm ;

— închizători de capete *3* şi *3'* care condiţionează etanşeitatea sistemului ;

— tija *4* de susţinere şi strîngere a celor trei conducte ;

— bacurile interioare de etanşare *5*, care prind extremităţile cămăşilor *6*, pe partea interioară a conductelor. Prinderea conductelor este făcută cap la cap, prin sistem nut-feder;

— trei manşoane din cauciuc, ce îmbracă fiecare conductă de oţel;

— piuliţa de strîngere *7*;

— garniturile de tije care asamblează la tija de strîngere a dilatometrului.

Cele trei conducte, împreună cu manşoanele respective, constituie celulele dilatometrului.

Celula mediană, care este şi celula principală, foloseşte la măsurarea volumetrică a deformaţiilor radiale. În conducta acestei celule sînt practicate două găuri : una de aducţie a apei, *8*, şi cealaltă de refulare a apei, *9* legate la indicatorul volumetric de la suprafaţă (fig. 16).

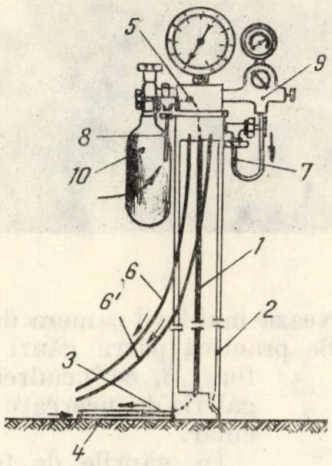


Fig. 16. Indicatorul volumetric de suprafaţă

Celulele marginale constituie celulele auxiliare, puse şi acestea sub aceeaşi presiune, dar cu ajutorul aerului comprimat.

Conductele acestor celule auxiliare au cîte o deschizătură *10* şi *10'*, prin care intră şi iese aerul comprimat transportat prin conducte separate.

Aparatura auxiliară a dilatometrului (fig. 16), situată la suprafaţă, este alcătuită din următoarele elemente :

— indicatorul de volum, construit dintr-un schelet metalic şi alcătuit din două tuburi coaxiale : un tub interior *1*, umplut cu apă sub presiune şi care constituie tubul de măsurare şi tubul *2*, care îmbracă pe primul, umplut şi acesta cu apă supusă la aceeaşi presiune, încît să creeze condiţii de deformare a tubului interior.

La tubul interior se racordează conductele *3* şi *4*, de aducţie şi respectiv de refulare a apei;

— capul de presiune *5*, fixat la partea superioară a indicatorului, prin care se refulează aerul comprimat în cele două conducte de aer *6* şi *6'*. Tot la capul de presiune sînt fixate robinetele de aducţie a aerului prin conducta *7* şi de aducţie a apei prin conducta *8*;

— reductorul de presiune *9*, şi butelia de aer comprimat *10*.

Măsurările deformaţiilor la acest tip de dilatometru fiind volumetrice, presiunea de calcul se determină prin funcţia $\Delta p_p = f\ (\Delta V_p)$.

Relaţia între ΔD_p şi ΔV_p este :

$$\Delta_p V = \Delta D_p \cdot 2\ \pi r l,$$

de unde :

$$\Delta D_p = 2\ \pi r l \cdot \frac{1}{\Delta V_p}, \qquad (21)$$

în care :

l este lungimea celulei mediane;

ΔV_p — deformaţia volumetrică la împingere pasivă a dilatometrului.

Volumul ΔV_p măsurat este suma :

$$\Delta V_p = \Delta V + \Delta V_l + \Delta V_m + \Delta V_c + \Delta V_a,$$

în care :

ΔV este lărgirea reală a găurii de foraj;

ΔV_l — compresibilitatea lichidului;

ΔV_m — compresibilitatea cămăşii din cauciuc;

ΔV_c — lărgirea conductei de aducţie a apei sub presiune;

ΔV_a — compresibilitatea aparentă, care rezultă dintr-o asperitate foarte mică a suprafeţei găurii de foraj.

Suma $\Delta V_m + \Delta V_l + \Delta V_c$ nu trebuie să fie mai mare de 0,1 cm³/kg pentru roci semidure, iar pentru roci foarte tari 0,02 cm³/kg.

Dilatometre cu încercare rigidă

Acest tip de dilatometre efectuează o împingere pe lungimea de încărcare a găurii de încercare, cu ajutorul unor semicilindri sau segmenţi de cilindru rigizi. Deplasarea acestora se face în plan transversal, după un diametru, dar în direcţii diametral opuse. Deci, alungirea radială de-a lungul tronsonului de încărcare este aceeaşi, distribuţia eforturilor după generatoare fiind liniară.

La acest tip de dilatometru, măsurătorile alungirilor diametrale, la încărcare pasivă, se fac după două sau patru generatoare, adică după unul sau două diametre.

Avantajele acestui tip de dilatometre îl constituie faptul că dispozitivul de măsurare a deformaţiilor nu trebuie plasat în mod riguros în zona mediană a tronsonului de încărcare.

Un dezavantaj întîlnit la acest dilatometru este acela că deformaţia obţinută în plan transversal constituie media deformaţiilor de-a lungul tronsonului de încărcare, acestea fiind influenţate şi de rezistenţa la tracţiune a rocii în părţile extreme ale tronsonului.

Din această cauză, este indicat ca dispozitivele de măsurare să se plaseze în zona mediană a semicilindrilor.

Dilatometre care funcţionează după principiul expus mai sus sînt : dilatometrul MAY,

dilatometrul C.E.B.T.B. (Centre Experimental du Batiment et de Travaux Publics) şi dilatometrul Talobre.

Dilatometrul Talobre prezintă sensibilitate la înregistrarea deformaţiilor la diferenţe reduse de presiune şi este alcătuit din segmenţi cilindrici, care se expandează prin intermediul unui dispozitiv hidraulic (fig. 17) existent în interiorul dilatometrului.

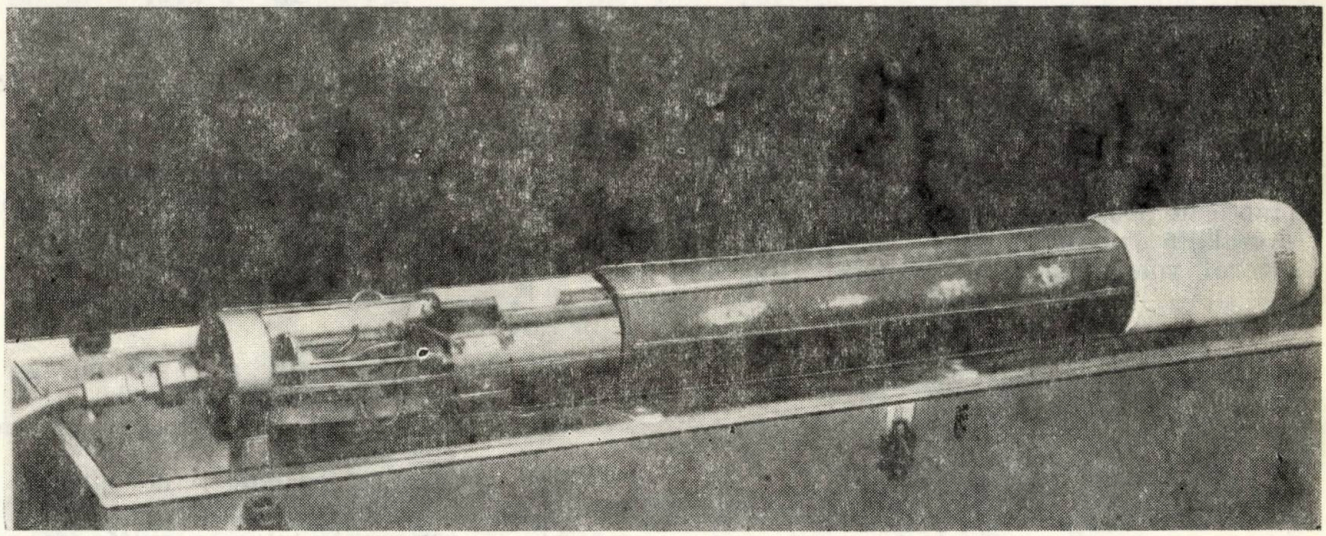


Fig. 17. Dilatometrul Talobre.

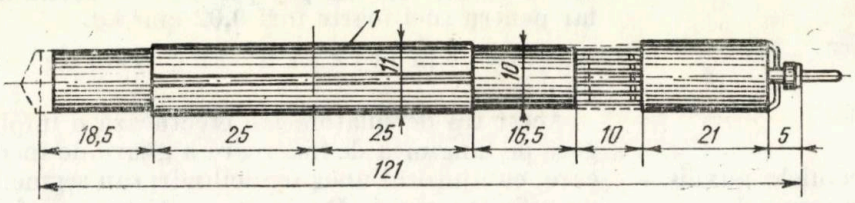


Fig. 18.

Aceşti semicilindri, care exercită presiune asupra pereţilor găurii de încercare, constituie celula hidraulică de măsurare. Dispozitivele de măsurare a deformaţiilor radiale ale segmenţilor cilindrici înregistrează automat valorile obţinute, efectuînd deci o integrare a curbei efort-deformaţie.

Celula hidraulică de măsurare, *1*, (fig. 18) are o lungime de 500 mm şi un diametru exterior de 110 mm.

III. 2. Metode indicative de determinare a presiunii active

Considerîndu-se faptul că valoarea absolută a presiunii active nu se poate determina în orice situaţie, s-au iniţiat metode indicative care au drept scop să urmărească schimbarea cîmpului de tensiuni şi direcţia rezultantei lor, în urma excavării unei lucrări miniere.

O astfel de metodă a fost elaborată de L.Lüller, care prevede efectuarea unor măsurători de fluaj la solicitare activă a pereţilor unui tronson de galeria circulară cu un perimetru înscris aproximativ în perimetrul profilului viitoarei lucrări miniere.

Se excavează mai întîi camera de încercare *1* (fig 19). Se practică patru găuri înclinate de foraj *3*, ce încadrează viitoarea galerie de încercare cu profil circular.

În găurile de foraj se plasează, la diferite adîncimi corespunzătoare secţiunilor de măsurare *I*, *II* şi *III*, indicatori de deformare *4*.

Se excavează apoi galeria de încercare *2*, cu profil mai redus decît camera de observare. Axa galeriei de încercare corespunde axei viitoarei lucrări mi-

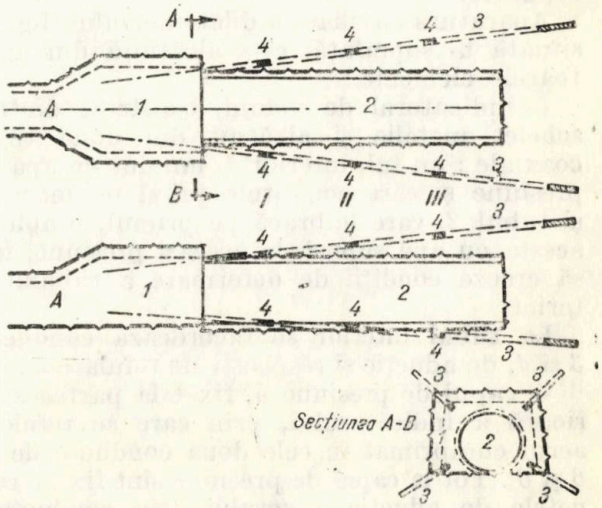


Fig. 19.

niere, care în figură prezintă un profil trapezoidal.

Prin indicatorii *4*, se măsoară deformaţiile pereţilor găurii de foraj, faţă de axa găurii, în timpul şi după excavarea galeriei de încercare.

Deformaţiile rocii din cele patru foraje, înregistrate în secţiunile transversale *I*, *II* şi *III*, marchează deformaţiile la diferite adîncimi, faţă de pereţii galeriei *2*.

Direcţia de acţionare a tensiunilor active se poate înregistra cu ajutorul unor materiale fotoelastice, plasate în interiorul găurilor de foraj.

BIBLIOGRAFIE

[1] Janod, A., Mermin, P. *La mesure des caracteristiques du rocher en place à l'aide du dilatomètre à verin cylindrique.* Travaux, nr. 237, 1954.

[2] Lauffer, H. *Die neuere Entwicklung der Stollenbautechnik.* Oesterr. Ingenieur Zetischrift, 3, 1960.

[3] Ménard, L. *Influence de l'amplitude et de l'histoire d'un champ de contraintes sur le tassement d'un sol de foundation. Comptes rendues du 5° Congrés International de Mécanique des Sols et des Travaux de Foundations.* Paris, 1961.

[4] Ménard, L. *Anwendung des Pressiometer Verfahrens zur Untersuchung von Gebirgen.* Felsmechanik und Ingenieurer Geologie, Vol. IV, 2, 1966.

[5] Stamatiu, M. *Mecanica rocilor.* Editura didactică şi pedagogică. Bucureşti, 1962.

[6] Tincellin, M., Sion, P. *Pressions et mouvements des terrains. Exemple d'application des mesurer de pressions de terrain, entreprises dans les mines de fer de Lorrain.* Annales de l'Institut Technique du Batiment et des Travaux Publics, nr. 125, 1958.

[7] Kujundzic, B. *Experimental research into mechanical characteristics of rock masses in Yugoslavia.* Internat. T. Rock. Mech. and Min. Sci., nr. 1, 1965.

[8] Kujundzic, B. *A contribution to the experimental investigation of changes of mechanical characteristics of rock massives as a function of depth.* Transactions of the eighth Congress on Large Dams, R 56, Q 28. Edinburg, 1964.

[9] Talobre, T. *La compression interne naturelle des roches et sa mesure.* La mécanique des roches. Paris, 1957.

[10] Talobre, T. *The „Talobre" automatic hydraulic Jack.* Monde Souterrain, nr. 135, 1963.

[11] * * * *Proceedings of the international Conference.* State of Stress in the Earth's Crust. Measurements, New York, 1964.

[12] Rocha, M. *Determination of the deformability of rock masses along boreholes. Proceedings of the first Congress of the International Society of Rock Mechanics.* Lisboa, 1966.

[13] * * * Methods and machines strength of rock. Mining Magazine, Vol. 113, nr. 3, sept. 1965.

(Articolul a intrat în redacţie în luna februarie 1968)

Măsurarea parametrilor electro-energetici în minele grizutoase

Ing. GH. POPESCU şi ing. M. PĂSCULESCU

Progresul tehnic în ritm susţinut, care caracterizează dezvoltarea economiei ţării noastre, se manifestă în sectorul industriei extractive şi prin electrificarea tot mai intensă a exploatărilor miniere, condiţie de bază pentru mecanizarea şi automatizarea complexă a proceselor de producţie.

Mărirea continuă a volumului producţiei şi a gradului de electrificare a proceselor de lucru impune creşterea continuă a puterii instalate şi extinderea reţelelor de distribuţie a energiei electrice în cadrul exploatărilor miniere.

În condiţiile actuale exploatarea, întreţinerea, controlul şi revizia instalaţiilor electrice din minele de cărbune cu pericol de grizu sau praf de cărbune se face în condiţii dificile din cauza lipsei unor aparate de măsură şi control în protecţie antigrizutoasă.

În stadiul actual al tehnicii miniere, cînd se pun tot mai des probleme de mecanizarea şi automatizarea lucrărilor miniere, din cauza complexităţii instalaţiilor electrice subterane, importanţa măsurătorilor creşte de la o zi la alta.

I. TIPURI CONSTRUCTIVE ALE APARATELOR ELECTRICE DE MĂSURĂ ÎN CONSTRUCŢIE ANTIGRIZUTOASĂ

Măsurile care asigură protecţia antiexplozivă a aparatelor electrice de măsurat sînt, în principiu, aceleaşi ca de exemplu la aparatele de conectare şi la motoare. Aceste măsuri sînt concretizate în V.D.E. 0170/2.16 şi V.D.E. 0171/2.61 „Prescripţii pentru utilaje electrice cu protecţie antigrizutoasă şi antiexplozivă", în „Proiectul de recomandări referitoare la construcţia şi încercarea utilajelor electrice cu protecţie antigrizutoasă şi antiexplozivă", adoptat în STAS E-6877-63.

Pentru aparatele electrice de măsurat destinate a fi montate în încăperi cu pericol de explozie sau în minele grizutoase, din considerente de construcţie, se iau în consideraţie, în principal, următoarele tipuri de protecţie :

a) siguranţa mărită (simbol As) ;
b) carcasă antideflagrantă (simbol Aa) ;
c) ventilaţie forţată (simbol Av) ;
d) siguranţă intrinsecă (simbol Ai).

În cazul în care se folosesc şi transformatoare de măsură, se recomandă ca atît aparatele de măsură, cît şi transformatoarele de măsură să fie marcate ca aparţinînd unul altuia.

În locurile din minele grizutoase, unde nu există posibilitatea apariţiei unui amestec exploziv, este raţional să se utilizeze o construcţie cu siguranţă mărită a aparatelor electrice care, în funcţionare normală, nu este periculoasă în privinţa arcurilor sau a scînteilor şi care, datorită unei execuţii îngrijite, reduce posibilitatea apariţiei unei defecţiuni însoţită de descărcări electrice. Evident că o astfel de execuţie nu constituie o protecţie completă, dar prezintă un grad de securitate împotriva exploziilor mai mare decît construcţia minieră normală.

Construcţia în carcase antideflagrante este una din cele mai răspîndite şi mai sigură metodă de protecţie a utilajelor electrice destinate să funcţioneze în atmosfere explozive. Aproape toate felurile obişnuite de aparate de măsurat electrice, aparate înregistratoare şi transformatoare de măsurat pot fi montate în carcase antideflagrante. Aparatele înregistratoare (wattmetre înregistratoare, contoare electrice) se pretează cel mai bine a fi montate în carcase antideflagrante.

Necesitatea controlării comportării utilajelor şi instalaţiilor miniere, în special în cazul experimentării lor în condiţii reale de lucru, deci în mine, impune realizarea unor sisteme de măsură în carcase antideflagrante. Funcţie de locul în care este amplasată instalaţia, de concentraţia de gaz metan şi posibilitatea apariţiei prafului de cărbune deosebim două sisteme de măsurare :

1) Transformatorul de curent se află în încăperi în care există pericolul apariţiei de gaz

metan sau praf de cărbune, dar este posibilă scoaterea aparatelor de măsură într-o încăpere fără conținut de gaze sau erupții de praf. Transformatorul de curent este amplasat în carcasa unui întreruptor antigrizutos instalată lîngă întreruptorul instalației experimentale. Toate aparatele de măsură montate pe un singur tablou se instalează într-o încăpere care nu prezintă pericolul apariției de gaze sau erupției de praf.

2) Transformatorul de curent și aparatele de măsură se află în mediu cu pericol de gaze și erupții de praf, iar în apropiere nu există încăperi fără gaze sau praf de cărbune. În acest caz, atît transformatoarele de curent cît și aparatele de măsură trebuie să se găsească în carcase antideflagrante. Deoarece în timpul funcționării utilajelor, citirea aparatelor de măsură presupune scoaterea lor de sub tensiune fără a deranja funcționarea normală a utilajelor, se propune o instalație care cuprinde două carcase de întreruptoare. În prima carcasă se află comutatorul și transformatoarele de măsură, iar în cea de-a doua carcasă se află aparatele de măsură (fig. 1).

La poziția „sus" a comutatorului se face legătura între secundarele transformatoarelor de măsură montate pe două faze și înfășurările de curent ale aparatelor de măsură prin intermediul cablului trifazat *2* și totodată prin cablul *1* sînt alimentate înfășurările de tensiune ale aparatelor înregistratoare. La poziția „jos" a comutatorului înfășurările secundare ale transformatoarelor de curent se scurtcircuitează pentru a evita funcționarea lor în gol și totodată aparatele de măsură sînt scoase de sub tensiune prin deconectarea cablurilor *1* și *2*. În această poziție a comutatorului se poate deschide capacul carcasei în care se află aparatele de măsură, deoarece ele sînt scoase de sub tensiune și se poate efectua citirea. Pentru a nu permite deschiderea celei de-a doua carcase în prezența tensiunii, la aparate se propune un sistem de blocare. Acest sistem constă în sudarea pe peretele din interior al capacului al unor urechi în care intră o pană de tip piston, pana fiind acționată de un solenoid în prezența tensiunii. La eliminarea tensiunii cu ajutorul unui resort pana piston este scoasă din urechi și prin rotirea capacului acesta poate fi îndepărtat de pe carcasă.

Schemele descrise mai sus prezintă următoarele dezavantaje :

— instalația de măsurare este complicată ;

— exploatarea lor este greoaie ;

— citirea aparatelor se face în condiții destul de incomode ;

— în timpul citirii aparatele nu funcționează și se introduc erori care sînt cu atît mai mari cu cît citirile sînt mai numeroase ;

— se folosesc un număr mare de carcase care scumpesc instalația de măsurare.

Dacă în cazul unor experiențe care se efectuează în subteran astfel de instalații dau rezultate, metoda nu se poate generaliza în practică unde se cer aparate de măsură simple și comode în exploatare.

O altă metodă de protecție a aparatelor electrice împotriva producerii de explozii constă în separarea sursei de aprindere față de atmosfera inflamabilă prin interpunerea între ele a unui mediu gazos inert, izolant. Se pot realiza dulapuri întregi care să conțină aparate de măsură și transformatoare de măsură în construcție cu ventilație forțată. Din cauza dificultăților de exploatare a acestui tip constructiv în condițiile miniere, el are în prezent o utilizare restrînsă, cu toată eficacitatea protecției pe care o realizează împotriva exploziilor și incendiilor.

Aparatele în construcție cu siguranță intrinsecă sînt astfel concepute încît orice scînteie electrică ce poate apare în condiții normale de lucru cît și în regim de avarie să nu poată produce aprinderea unei atmosfere inflamabile. Această proprietate se obține printr-o alegere potrivită a parametrilor circuitelor care condiționează capacitatea descărcărilor electrice de a aprinde amestecuri inflamabile. Ținînd seamă de condițiile existente în subteran și de importanța măsurării parametrilor electroenergetici, precum și de avantajele construcției antiexplozive cu siguranță intrinsecă, se poate afirma că realizarea unor aparate și circuite de măsură în construcție cu siguranță intrinsecă este deosebit de importantă pentru industria minieră din țara noastră.

În continuare se analizează cîteva metode de măsurare a curentului, tensiunii și puterii, utilizînd circuite cu siguranță intrinsecă.

II. MĂSURAREA CURENTULUI

Folosirea unui aparat portativ pentru măsurarea curentului în rețelele electrice de forță

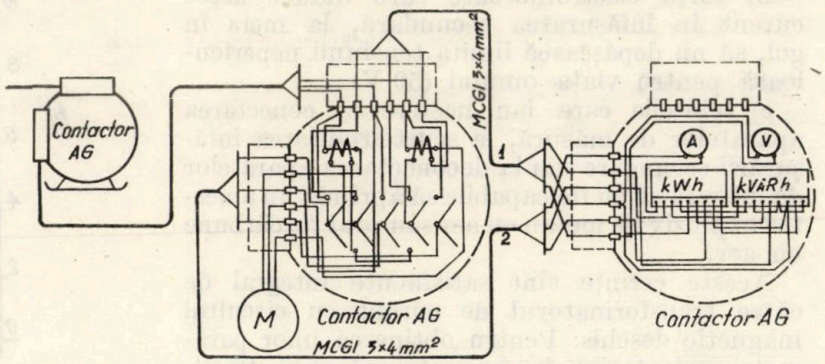


Fig. 1. Introducerea aparatelor de măsură înregistratoare în carcasele contactoarelor antigrizutoase.

din minele grizutoase este foarte dificilă nu numai prin realizarea unei construcții antigrizutoase a aparatului propriu-zis, dar se întîmpină dificultăți la înserierea ampermetrului pe una din fazele circuitului și realizarea siguranței acestei racordări. Conectarea ampermetrului presupune întreruperea conductorului deci oprirea tuturor consumatorilor din abataj și implicit stagnarea producției; aceleași lucru se petrece la scoaterea din circuit a aparatului.

Rețelele miniere fiind străbătute de curenți mari, uneori ajungînd la sute de amperi, nu permit utilizarea directă a unor aparate de măsură, iar realizarea unor circuite de măsură cu siguranță intrinsecă la acești curenți mari este absolut imposibilă. Se impune astfel efectuarea măsurătorilor cu ajutorul unor transformatoare de curent al căror circuit secundar poate permite și realizarea unor circuite de măsură cu siguranță intrinsecă.

Ar fi foarte utilă existența unor ampermetre-clește pentru măsurarea curentului în cablurile trifazate a căror racordare prin intermediul unui cuplaj magnetic nu produce scîntei, iar circuitul de măsurare propriu-zis ar putea fi ușor realizat în tipul de protecție cu siguranță intrinsecă. Pe acest principiu se bazează construcția aparatului U.T.Ș.-3 realizat de Institutul de cercetări miniere din Kuznețk [3]. Aparatul este destinat pentru măsurarea curentului în cablurile flexibile trifazate cu manta de cauciuc. Metoda folosită presupune o simetrie cît mai perfectă a conductoarelor în interiorul cablului și aceeași grosime a stratului de cauciuc deasupra celor trei conductoare, lucru foarte probabil de realizat în practică fapt ce determină erori mai mari de 15%.

Părerea autorilor este că rezultatele cele mai bune în măsurarea curentului, tensiunii și puterii se obțin utilizînd transformatoarele de măsură.

Pentru siguranța la scînteiere a transformatoarelor de măsurare a curentului este necesar să se respecte următoarele condiții:

a) curentul de magnetizare în miezul transformatorului să nu depindă de mărimea rezistenței în înfășurarea secundară;

b) forța electromotoare care induce acest curent în înfășurarea secundară, la mers în gol, să nu depășească limita tensiunii nepericuloasă pentru viața omului (50 V);

c) scînteile care iau naștere la conectarea aparatelor de măsură, la scurtcircuitarea înfășurării secundare sau la deconectarea aparatelor de măsură să nu fie capabile să aprindă un amestec exploziv de metan cu aer sau praf de cărbune cu aer.

Aceste cerințe sînt satisfăcute integral de către transformatorul de curent cu circuitul magnetic deschis. Pentru obținerea unor parametri orientativi în proiectarea unui transformator de curent cu siguranță intrinsecă și circuitul magnetic deschis, la Institutul de mine din Petroșani s-au făcut cîteva încercări experimentale pe un miez din tole de transformator cu secțiunea de 2 cm² prezentat în figura 2.

Rezultatele experimentale sînt trecute în graficele din figura 3 *a* și *b* în care se dau, respectiv, variația curentului secundar I_2 funcție de curentul primar I_1 și variația tensiunii de mers în gol U_{20} funcție de curentul primar I_1 pentru valorile intrefierului $\delta = 0{,}4$ mm și $\delta = 6$ mm.

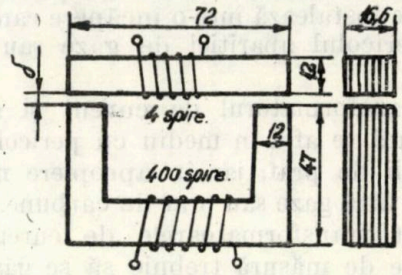


Fig. 2. Forma și dimensiunile circuitului magnetic experimentat.

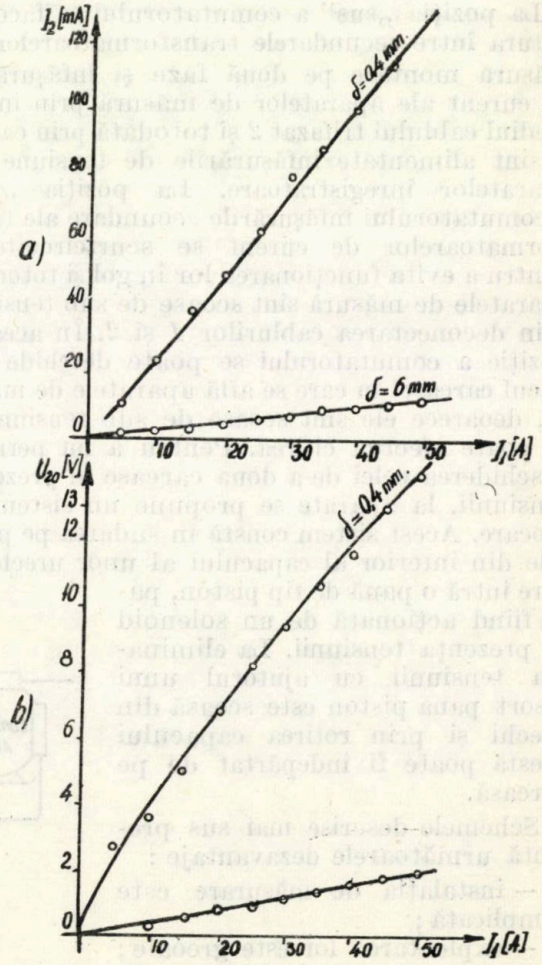


Fig. 3. Curbele obținute experimental a) $I_2 = f(I_1)$ și b) $U_{20} = f(I_1)$ pentru $\delta = 0{,}4$ mm și $\delta = 6$ mm.

Acest tip de transformatoare de măsură se pot foarte uşor ataşa contactoarelor antigrizutoase. Pentru uşurinţa executării măsurării pe carcasa contactorului antigrizutos se instalează o priză specială cu borne de ieşire pentru racordarea aparatului de măsură magnetoelectric cu redresor. Puntea de redresare are şi rolul de a reduce efectul inductanţei bobinei aparatului indicator în momentul conectării sau deconectării lui sau în cazul ruperii unui fir de alimentare. Deoarece circuitul de măsurare este cu siguranţă intrinsecă, aparatul indicator poate să fie executat în construcţie normală minieră.

În figura 4 se dă schema de principiu a unui aparat cu siguranţă intrinsecă pentru măsurarea curentului, atît lîngă receptor, cît şi la distanţă. La baza schemei stă traductorul de curent produs de IRME Bucureşti căruia i s-au adus modificări pentru adaptarea sa la condiţiile de lucru specifice miniere, urmărindu-se realizarea siguranţei la scînteiere.

Aparatul are rolul de a transforma curentul electric alternativ într-un parametru auxiliar — curent continuu, obţinut prin redresare, uşor transmisibil la distanţă şi supus în canalul de telemăsurare la minimum de deformaţie. Aparatul este, în fond, un traductor de curent care se compune din reductorul de curent X/5 A, adaptorul şi convertizorul de curent alternativ — curent continuu.

Curentul de intrare furnizat de la un reductor de curent parcurge înfăşurarea primară a transformatorului TI şi provoacă o tensiune proporţională în secundarul acestuia şi respectiv prin transformatorul de ieşire. Tensiunea la ieşirea din adaptor este redresată prin puntea de redresare cu diode D_1—D_4 şi filtrată de condensatorul C_1. Tensiunea redresată se aplică, atît colectorului tranzistorului T_1, cît şi circuitului din baza acestuia. Condensatorul C_2 din baza lui T_1 filtrează bine tensiunea, ajungînd astfel la o ondulaţie redusă a curentului de colector pentru tranzistorul T_1. Dioda D_7 şi joncţiunea bază emiter a tranzistorului T_2 asigură limitarea curentului de colector a tranzistorului T_1, participînd la compensarea termică a montajului împreună cu termistorul RT. Rezistenţa de ieşire mare a traductorului este asigurată de caracteristicile de colector ale tranzistorului, avînd rezistenţa de reacţie din emiter R_7.

Limitarea la curentul de scurtcircuit sau la supracurenţi se face în două trepte. Prima este realizată de adaptor şi se bazează pe saturaţia miezului transformatorului TE, iar a doua treaptă de limitare este realizată de diodele Zener D_5 şi D_6 şi de rezistenţa R_3.

Dimensiunile întregului ansamblu sînt destul de mici pentru a putea fi introdus în orice contactor antigrizutos fără a se cere modificări esenţiale în schema de montare a acestuia.

III. MĂSURAREA TENSIUNII

Dacă în cazul măsurării curentului intervenea problema întreruperii circuitului pentru înserierea ampermetrului, conectarea unui voltmetru este mult mai simplă prin legarea lui în paralel între două faze.

Voltmetrele avînd rezistenţe interioare mari rezultă că şi curenţii care vor trece prin bobinajele lor vor fi mici. În acest caz problema realizării unui voltmetru cu siguranţă intrinsecă este posibil a fi rezolvată. S-au obţinut rezultate în construcţia unor voltmetre cu siguranţă intrinsecă, cu un domeniu de măsurare care nu depăşeşte 30 V, folosită la controlul circuitelor de semnalizare sau de automatizare.

Singura soluţie pentru realizarea unui circuit cu siguranţă intrinsecă pentru măsurarea tensiunii în reţelele miniere de forţă (127—550V) rămîne utilizarea transformatoarelor de tensiune.

Considerăm schema simplificată a transformatorului de tensiune prezentată în figura 5 *a* şi *b*.

$$k^2 = \frac{M^2}{L_A L_B} \text{ şi } n^2 = \frac{L_A}{L_B}$$

unde :

L_A este inductanţa înfăşurării secundare ;

L_B — inductanţa înfăşurării de alimentare ;

M — înductanţa mutuală a celor două înfăşurări.

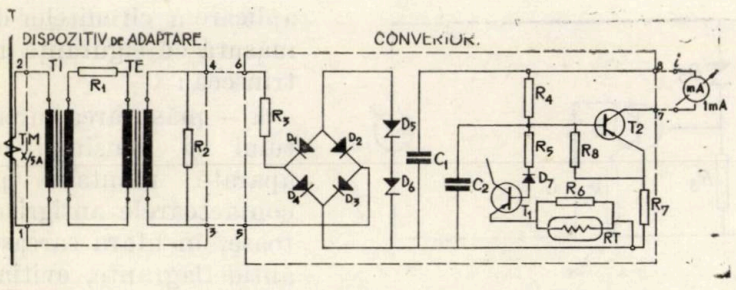


Fig. 4. Schema electrică de principiu a transformatorului de curent cu siguranţă intrinsecă.

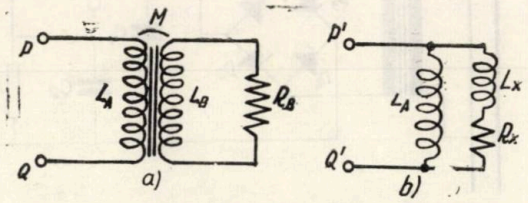


Fig. 5. Schema electrică simplificată a transformatorului de tensiune.

Impedanța la bornele PQ este :

$$j\omega L_A + \frac{\omega^2 M^2}{j\omega L_B + R_B} \quad (1)$$

sau :

$$\frac{j\omega L_A R_B - \omega^2 L_A L_B (1 - k^2)}{R_B + j\omega L_B}. \quad (2)$$

Dacă inductanța L_A se șuntează cu o inductanță L_x în serie cu o rezistență R_x impedanța la bornele $P'Q'$ va fi :

$$\frac{j\omega L_A (j\omega L_x + R_x)}{R_x + j\omega (L_A + L_x)} \quad (3)$$

sau :

$$\frac{j\omega L_A R_x - \omega^2 L_A L_x}{R_x + j\omega (L_A + L_x)}. \quad (4)$$

Dacă se ia :

$$L_x = \frac{1 - k^2}{k^2} L_A \text{ și } R_x = \frac{n^2}{k^2} R_B$$

atunci impedanța la bornele $P'Q'$ este dată de relația :

$$\frac{j\omega L_A R_B \frac{n^2}{k^2} - \omega^2 L_A^2 (1 - k^2) \frac{1}{k^2}}{\frac{n^2}{k^2} R_B + j\omega \left[L_A + (1 - k^2) \frac{L_A}{k^2} \right]} \quad (5)$$

sau :

$$\frac{j\omega L_A R_B - \omega^2 L_A L_B (1 - k^2)}{R_B + j\omega L_B}. \quad (6)$$

Cum $R_B \ll \omega L_B$, impedanța devine :

$$n^2 R_B + j\omega L_A (1 - k^2). \quad (7)$$

Deci inductanța efectivă la bornele $P'Q'$ este :

$$L_A (1 - k^2). \quad (8)$$

Cum rezistența circuitului de alimentare R_B este mică, cu atît mai mult valoarea rezistenței $R_B \frac{n^2}{k^2}$ este neglijabilă. Deci obținerea unei inductanțe echivalente cît mai mici la bornele $P'Q'$ se poate realiza prin șuntarea bobinei secundare L_A cu o inductanță $L_A \frac{1 - k^2}{k^2}$, obținîndu-se astfel o inductanță de valoare $L_A (1 - k^2)$. Deoarece k într-un transformator cu miez de fier poate fi făcut să se apropie foarte mult de unitate, efectul acestei inductanțe rezultante este foarte mic.

În figura 6 este prezentată schema electrică de principiu a unui aparat cu siguranță intrinsecă pentru măsurarea tensiunii atît local cît și pentru transmiterea la distanță a valorilor măsurate. Aparatul are rolul de a transforma tensiunea alternativă într-un parametru auxiliar, curent continuu obținut prin redresare, ușor transmisibil la distanță și supus în canalul de telemăsură la minim de deformări. Schema conține un transformator de tensiune TT, un sistem de redresare, un etaj de filtrare, un sistem de lupă electronică și un etaj cu impedanță mare de ieșire.

Efectul de lupă electronică se obține cu dioda Zener montată la baza tranzistorului T_2 care se deschide numai după ce tensiunea aplicată depășește o valoare de circa 70% din tensiunea nominală. Rezistența de ieșire mare este realizată de rezistența de ieșire a tranzistorului T_2, mărită de reacția negativă prin rezistența R_4.

Din verificările executate asupra traductorului de curent (fig. 4) rezultă că la un curent din circuitul de măsurare de 1 mA pe o rezistență de 100—3 300 Ω corespunde o tensiune la ieșire de 0,1—3,3 V. Pentru traductorul de tensiune (fig. 6) rezultă că la curentul din linia de măsurare din subteran de 1 mA, sau 3 mA pe o rezistență de 100—3 300 Ω corespunde o tensiune de ieșire maximă de 10 V. Schemele propuse sînt astfel realizate încît inductanța să nu depășească valorile admise, prescrise în normele de construcție și omologare a aparatajului cu siguranță intrinsecă.

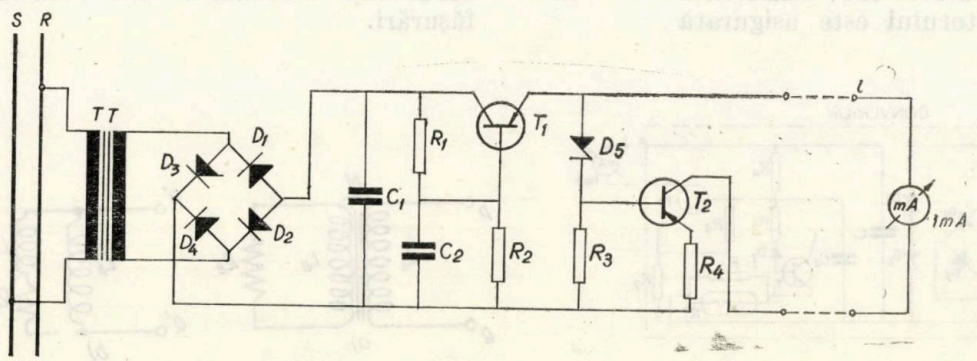


Fig. 6. Schema electrică de principiu a transformatorului de tensiune cu siguranță intrinsecă.

Pentru măsurarea curentului și tensiunii există trei posibilități de aplicare a circuitelor de măsură cu siguranță intrinsecă :

a — măsurarea curentului și tensiunii cu aparate montate pe contactoarele antigrizutoase, în afara carcasei antideflagrante, evitînd practicarea unor ochiuri de observație cu geam ;

b — scoaterea la o cutie de borne protejată mecanic a unor prize pentru conectarea aparatelor de măsură;

c — telemăsurarea pe canale fizice la un post central de dispecerat în subteran sau la suprafața minei.

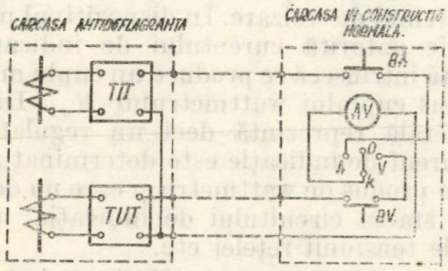


Fig. 7. Legarea aparatului indicator la transformatoarele de măsură.

Aparatura de măsurare se poate simplifica prin montarea unui singur aparat indicator pentru două mărimi (curent și tensiune), iar mărimea de măsurat se alege după voie prin două butoane de comandă și un comutator (fig. 7).

Circuitul de măsură va fi străbătut de curent numai în timpul măsurării, iar comutatorul va împiedica suprapunerea de tensiuni în cazul apăsării accidentale simultan pe ambele butoane.

Sistemul permite măsurători pe distanță pînă la 10 km, în cazul telemăsurării.

IV. MĂSURAREA PUTERII

Măsurarea puterii în medii cu pericol de explozie nu se poate efectua în mod atît de simplu ca în cazul măsurării curentului și tensiunii. Așa cum s-a arătat mai sus, este posibilă montarea unui wattmetru într-o carcasă antideflagrantă, dar în acest mod întregul ansamblu al unui tablou de aparate ar fi foarte perturbat, iar valoarea măsurată indicată ar fi atît de greu de citit încît s-a considerat necesar a se urma alte căi.

S-a urmărit conceperea unor traductoare care transformă o putere monofazată sau polifazată într-un curent cu siguranță intrinsecă. Pe această cale se obține și avantajul că pentru circuitul indicator nu mai este necesară decît o linie cu două conductoare.

Ne-am oprit în primul rînd asupra avantajelor pe care le prezintă transformatorul static pentru măsurarea puterii de adaptare la condițiile specifice miniere. Caracteristica esențială a transformatoarelor statice o constituie absența părților în mișcare.

Majoritatea transformatoarelor de putere de acest tip se bazează pe rezolvarea egalității:

$$(a + b)^2 - (a - b)^2 = 4ab. \qquad (9)$$

Dacă se execută schema de funcționare a unui transformator de această formă ca: $a = k_1 i$; $b = k_2 u$ unde i și u sînt valorile instantanee ale curentului și tensiunii, k_1 și k_2 coeficienți constanți, atunci expresia $4\,ab$ este proporțională cu puterea. În figura 8 se dă schema de principiu a unui transformator static pentru măsurarea puterii.

După cum se vede din această schemă la înfășurarea secundară a transformatoarelor T_1 și T_2 se obține o tensiune corespunzătoare cu:

$$\overline{U}_1 = \overline{U}_u + \overline{U}_I \qquad (10)$$

$$\overline{U}_2 = \overline{U}_u - \overline{U}_I. \qquad (11)$$

Tensiunile U_3 și U_4, după diodele D_1 și D_2 cu filtre realizate prin condensatoarele C, în secundarul transformatoarelor T_1 și T_2 evident sînt egale cu:

$$U_3 = k_1 \sqrt{U_u^2 + U_I^2 + 2\,U_u\,U_I \cos\varphi} \qquad (12)$$

$$U_4 = k_1 \sqrt{U_u^2 + U_I^2 - 2\,U_u\,U_I \cos\varphi} \qquad (13)$$

unde:

φ este unghiul de decalaj între $\overline{U}_u$ și $\overline{U}_I$;

k_1 — coeficient de proporționalitate.

Deoarece tensiunile U_3 și U_4 alimentează transformatoarele cu caracteristica pătratică $I = f(U)$, curenții în rezistențele r_{n1} și r_{n2} sînt proporționali cu pătratul tensiunilor U_3 și U_4, iar curentul de sarcină (în linia de transmisie și aparatul indicator) este proporțional cu diferența pătratelor acestor tensiuni, adică:

$$I = k_2 (U_3^2 - U_4^2) = k_3\,U_I\,U_u \cos\varphi = \\ = kUI \cos\varphi \qquad (14)$$

unde:

U, I — tensiunea și curentul circuitului în care se măsoară valoarea puterii active.

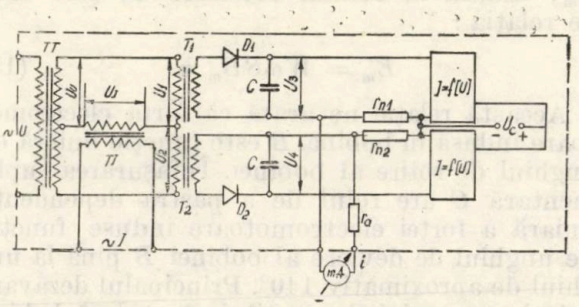


Fig. 8. Transformator stație pentru măsurarea puterii.

După cum se poate vedea din relația (14), aparatul indicator, un miliampermetru magnetoelectric, poate fi gradat în unități de putere. Această relație este însă aproximativă deoarece nu consideră erorile introduse de transforma-

toarele TT, și TI și aproximarea caracteristicii pătratice a transformatorului.

Pentru realizarea unor astfel de transformatoare se poate folosi partea pătratică a caracteristicii anod-grilă a lămpilor electronice sau diferite montaje cu diode cu germaniu.

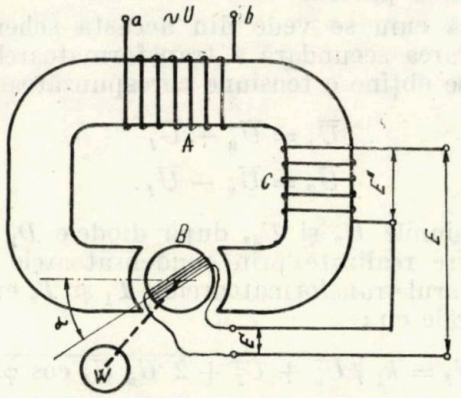


Fig. 9. Transformator de inducție pentru măsurarea puterii.

Circuitul de ieșire care transmite curentul continuu, proporțional cu puterea măsurată la aparatul indicator, se poate executa cu ușurință în tipul de protecție cu siguranță intrinsecă, curentul în acest circuit fiind sub 1 mA, iar tensiunea nu depășește cîțiva volți.

Pe același principiu al transformării mărimii de măsurat într-un curent cu siguranță intrinsecă, se bazează și transformatorul de inducție pentru măsurarea puterii (fig. 9).

În întrefierul dintre jug și miezul cilindric confecționat din tole de transformator se află bobina mobilă B care este rotită de mecanismul de măsurare al puterii (un wattmetru trifazat). Bobina A amplasată pe jug se conectează la o sursă auxiliară de alimentare (de obicei un stabilizator de tensiune) care induce în jug un flux constant. Amplitudinea forței electromotoare E'_m, indusă în bobina rotitoare B, este dată de relația :

$$E'_m = W\omega SB_m \alpha. \qquad (15)$$

Această relație ne arată că forța electromotoare indusă în bobina B este funcție liniară de unghiul de rotire al bobinei. Înfășurarea suplimentară C are rolul de a păstra dependența liniară a forței electromotoare induse funcție de unghiul de deviere al bobinei B pînă la unghiul de aproximativ 140°. Principalul dezavantaj al aparatului îl constituie faptul că bobina mobilă conținînd și o impedanță prin ea se va scurge un curent proporțional cu unghiul de întoarcere al bobinei. Curentul în circuitul bobinei mobile a transformatorului creează un moment de rotație care tinde să rotească partea mobilă într-o parte sau alta în funcție de caracterul sarcinii la transformator, denaturînd prin aceasta indicația aparatului de măsură primară. Se poate înlătura acest moment creînd în circuitul bobinei mobile condiția de rezonanță a tensiunii (problemă dificil de realizat practic).

În figura 10 se dă un sistem de compensare cu cadru mobil cuplat mecanic cu wattmetru și cu sistemul de sesizare. În dispozitivul magnetoelectric datorită curentului de indicație cu siguranță intrinsecă se produce un cuplu mecanic M_{a2} opus cuplului wattmetrului M_{a1}. Dispoziția generală reprezintă deci un regulator, al cărui curent de indicație este determinat numai de cuplu produs de wattmetru și care nu depinde deci de starea circuitului de indicație, nici de variațiile tensiunii rețelei etc.

Tensiunea electromotoare E (fig. 9) la bornele transformatorului este amplificată și apoi redresată într-un dispozitiv cu tranzistori.

Circuitul de ieșire al transformatorului în care circulă curenți de ordinul cîtorva mA și tensiunea de ordinul mV este realizat în sistemul de protecție cu siguranță intrinsecă. Tensiunea electromotoare E se măsoară cu ajutorul unui milivoltmetru magnetoelectric a cărui scală este gradată direct în unități de putere. Sistemul se pretează și pentru telemăsurarea puterii.

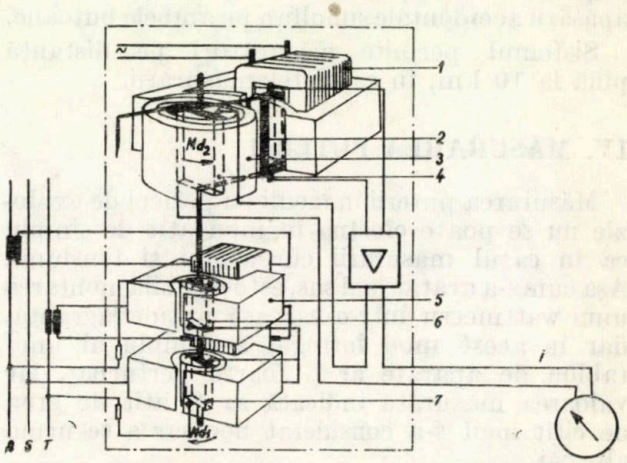


Fig. 10. Transformator de inducție pentru măsurarea puterii compensate :

1 — sistemul de excitație; *2* — bobină oscilantă de inducție; *3* — dispozitivul magnetoelectric de măsurare; *4* — bobina dispozitivului magnetoelectric; *5–6* — dispozitiv de măsurare la intrare; *6–7* — cadrul mobil al dispozitivului de măsurare.

CONCLUZII

Schemele descrise mai sus pot fi realizate cu ușurință în țară, folosind în construcție numai produse indigene.

Prin introducerea în aparatajul de măsură din minele grizutoase a traductoarelor de curent, tensiune și putere se realizează un salt calitativ al posibilităților de măsurare a parametrilor electroenergetici. Se vor putea efectua cu precizie sporită, în condiții optime de secu-

ritate, măsurători la diverse locuri de muncă cu citire directă sau măsurători la distanță centralizate într-un post de dispecerat.

Traductoarele de putere pot fi utilizate cu succes la urmărirea de la postul de dispecer al panoului a gradului de încărcare și a comportării utilajelor (combine, transportoare) din abatajele cu un grad înalt de mecanizare la minele de lignit.

BIBLIOGRAFIE

[1] x x x *Recomandări referitoare la construcția și încercarea utilajelor electrice cu protecție antigrizutoasă și antiexplozivă.* I.D.T.

[2] x x x *Raportul subcomisiei electrotehnice internaționale nr. 31 G: Materiale cu securitate intrinsecă* Bruxelles, octombrie 1959.

[3] x x x Mining Electrical and Mechan. Engr. nr. 523/964, p. 295—308, 524/964, p. 321—329.

[4] x x x Revue de l'Industrie Minerale nr. 11, 1964, p. 946—962; nr. 12, 1963, p. 985—966.

[5] x x x Mines nr. 113/1964, p. 265—270.

[6] x x x A.E.G. — Mitteilungen, nr. 5—6, 1963, p. 185—193.

[7] x x x V.D.E 0170/2.16, 0171/2.61.

[8] Sabatin, I. *Electrificarea minelor.* Editura didactică și pedagogică, București, 1964.

[9] Schindler, I. și Slugoschi, V. *Conceperea și realizarea unor aparate electrice antigrizutoase cu siguranță intrinsecă.* Comunicare la cea de-a XII-a sesiune a cercurilor științifice studențești de la I.M. Petroșani, mai 1967.

[10] x x x *Norme C.A.E.R. referitoare la sistemele antigrizutoase asigurate contra scînteierii,* 1961.

[11] x x x Bezopastnost truda v promîșlennosti, nr. 9, 1962, p. 25—26.

(Articolul a intrat în redacție în luna ianuarie 1968)

Între 8 și 16 octombrie 1968 va avea loc la București o expoziție industrială suedeză. Expoziția, la care vor participa 45 de întreprinderi din Suedia, va fi deschisă în pavilionul Herăstrău și va cuprinde, printre altele, și utilaje interesînd industria minieră.

Cercetări privind organele de tăiere ale combinelor de abataj folosite la zăcămintele din bazinul Motru, în vederea măririi eficienţei lor

Dr. ing. V. SÎNGEORZAN, ing. C. STEF şi ing. E. MATACA

Condiţiile de zăcământ diferite, precum şi punerea la punct a mai multor sisteme de susţinere individuală şi mecanizată autopăşitoare, a atras după sine apariţia mai multor tipuri de combine, în ce priveşte principiile de dislocare ale rocii şi construcţia organelor tăietoare.

Datorită unor dezavantaje esenţiale pe care le prezintă combinele care au organe de tăiere cu braţe prevăzute cu lanţuri, în ultimul timp au început să se extindă tot mai mult tipurile de combine cu organele tăietoare sub formă de tobă. În ce priveşte forma, numărul şi amplasarea organelor de tăiere, combinele cu tobă, în momentul de faţă, se fabrică în diferite variante şi sînt utilizate în funcţie de încadrarea acestora în condiţiile de zăcământ şi în tehnologia de lucru.

Trebuie menţionat că tehnica tăierii integrale cu ajutorul combinelor a făcut progrese considerabile în ultimul timp, în cea ce priveşte tăierea propriu-zisă, granulometria cărbunelui, reducerea prafului, construcţia şi reglarea pe înălţime a organelor tăietoare, încărcarea materialului tăiat pe transportor, avansarea şi controlul automatizat al acesteia etc. Astfel, în momentul de faţă se construiesc combine de abataj cu ambele curse productive permiţînd deci tăierea în „suveică", care are o foarte mare importanţă din punctul de ve-

Unele rezultate obţinute cu diferite tipuri de

Specificaţia	C C V J			I. M. ORADEA			
	E. M. Lupeni stratul 15	E. M. Vulcan stratul 18	E. M. Uricani stratul 18	E. M. Vărzar abatajul V 5 A	E. M. Cuzap abatajul C 1 B	E. M. Sărmăşag abatajul 4 b sect. I.	
Perioada de lucru	1964	1965	1965	ianuarie-aprilie 1966		martie 1966	iulie 1966
Tipul combinei	1K-52M	KWB-2	1K-52M	1K-52M	K-52M	1K-52M	1K-52S
Tipul susţinerii	GHH	GS – 3/4M		GS 4/6M	ICEMIN	GS 3/2M şi GS 3/6M	
Grosimea stratului, m	2,2–2,5	1,1–1,25	1,7–1,9	2,05	2,1–2,5	1,6	
Lungimea abatajului, m	45–121	7–124	85	71,5	70–77	120	
Producţia lunară, t/lună	956–8725	1102–4179	2793	5585	4313	7150	9840
Avansarea frontului, m/lună	5,3–26,2	4,4–30,0	11,5	28,5–35,0	11,0–24,0	28,0	38,1
Consum de lemn, m³/1000 t	21,78	7,68	–	–	–	–	9,98
Productivitatea muncii în abataj, t/post	2,54–5,06	3,55–418	4,85	4,58	3,48	4,33	5,20

dere al organizării lucrului în abataj, a susținerii, controlului și dirijării acoperișului, cît și din punctul de vedere al îmbunătățirii indicilor tehnico-economici.

Experimentarea combinelor de abataj la minele din țara noastră și rezultatele obținute

În general, caracteristicile geologico-miniere, cît și cele mecanice ale cărbunilor din minele de lignit și din o serie de strate din minele de huilă din țara noastră, îndeplinesc condițiile de extragere cu ajutorul combinelor de abataj și cu susținerea metalică individuală sau cu susținerea mecanizată autopășitoare.

Acest fapt, cît și avantajele mari pe care le prezintă extragerea cărbunelui cu această metodă, a făcut ca în ultimii ani și la noi în țară să se experimenteze mai multe tipuri de combine, fie în combinație cu susțineri individuale, fie cu susținere mecanizată (cum este cazul scuturilor OMKT, în bazinul Motru).

În tabelă sînt redate tipurile combinelor de abataj, locurile de experimentare și datele mai concludente care caracterizează indicatorii tehnico-economici obținuți.

Analiza rezultatelor cuprinse în tabelă arată că prin extracția cărbunelui cu ajutorul combinelor de abataj, indicatorii tehnico-economici sînt mult îmbunătățiți față de procedeul de extracție cu explozivi. Făcînd comparație cu rezultatele obținute pe plan mondial prin folosirea combinelor moderne și a susținerii mecanizate autopășitoare reiese că rezultatele obținute în țara noastră sînt sub nivelul acestora.

Analiza mai arată că indicatorii tehnico-economici pot fi diferiți chiar în aceleași condiții de zăcămînt și echipament de susținere însă folosind diferite tipuri de combine, sau pentru același tip de combină prin folosirea a diferite echipamente de susținere.

Regimul rațional de funcționare a unei combine (viteză maximă de avans cu consum specific de energie minim) depinde în foarte mare măsură de construcția și parametrii organelor de tăiere. Pentru aceste considerații, o dată cu îmbunătățirile aduse în ultimul timp combinei în ansamblu, s-au adus și perfecționări în construcția tobelor, în forma și geometria cuțitelor și în modul de amplasare a acestora pe organul tăietor.

În ce privește construcția tobelor, la început s-au folosit două tipuri constructive: tipul numit arici (fig. 1 *a*) la care cuțitele sînt dese și montate radial în mantaua acesteia și tipul cu palete de încărcare (fig. 1, *b*) cu cuțite puternice, montate mai rar însă tot radial. Acest tip de tobă este o formă constructivă îmbunătățită față de primul, caracterizîndu-se printr-un consum specific de energie mai scăzut și printr-o granulație mai mare a materialului tăiat. Aceasta se datorește faptului că, prin montarea cuțitelor mai puternice, a crescut proporția tăierii prin smulgere și că, datorită paletelor, încărcarea materialului tăiat pe transportor se face în condiții mai bune.

combine de abataj la minele din țara noastră

E.M. Vărzar abatajul V 5 b	E. M. Sălaj abatajul nr. 12 Cheja	I. M. Oltenia						
		E. M. Motru				E. M. Leurda		
		abatajul				abatajul		
		nr. 9	nr. 10	nr. 11	nr. 13	nr. 1 pan. 3 felia 2	nr. 2 pan. 1 felia 1	nr. 2 pan. 2 felia 1
septembrie 1966		trimestrul III 1966						
Anderton	1K-52S	1K-52M	EW-130L	1K-52M	1K-52M	1K-52S	1K-52M	1KU-60
Schwartz (HKSS)	GS	GS 4/5				Schwartz (KHSS)	Feromatik SS	OMKT-IV
2,7	1,70	2,0	2,2	2,3		2,2		
103	70—120	90		50	80	105	90	50
7950	9250	6303	8832	2667	8000	6143	7355	4572
20,3	32,6	20,75	29,85	14,5	29	12,2	27,5	22,5
—	41,9	—	—	—	—	—	—	—
4,36	4,6	3,78	5,03		3,08	6,37	4,56	8,35

Cercetările efectuate în vederea înlăturării neajunsurilor pe care le prezintă aceste tipuri de tobe (consum specific de energie ridicat, granulație scăzută și în special faptul de a nu permite combinei tăierea în suveică) au

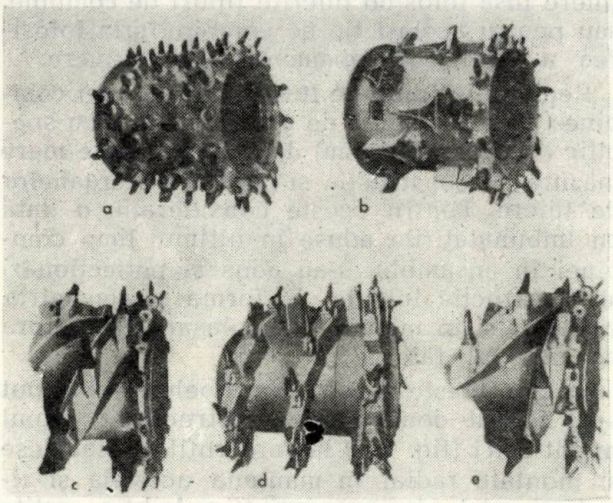


Fig. 1. Diferite construcții de tobe :
a — tobă tip „arici"; *b* — tobă tip „cu palete de încărcare"; *c* — tobă tip „helicoidală"; *d* — tobă tip „spirală"; *e* — tobă tip „progresivă".

dus la apariția de noi forme constructive, ca cele de tipul tobei helicoidale (fig. 1 *c*), spirale (fig. 1, *d*) și progresive (fig. 1 *e*).

Construcția tobei elicoidale se caracterizează prin aceea că pe manta este prevăzută o serie de segmenți de elice paralele, asemenea unui melc, cu mai multe începuturi cu pasul care, în general, depășește lungimea acesteia.

Această formă constructivă, prevăzută cu cuțite puternice, montate în mod rațional în ce privește liniile de tăiere, a dus la o îmbunătățire esențială a consumului specific de energie și a granulometriei materialului tăiat, precum și a operației de încărcare a acestuia pe transportor.

Toba spirală, denumită uneori și șurub, din punct de vedere constructiv se caracterizează prin aceea că segmenții montați pe manta se aseamănă cu filetul unui șurub, avînd cel puțin un pas complet, fapt ce mărește unghiul format de aceștia cu axa tobei. Această construcție îmbunătățește și mai mult acțiunea de încărcare a materialului tăiat pe transportor, dînd posibilitatea, în multe cazuri, de înlocuire a dispozitivelor grele de încărcat legate de combine cu altele mai simple și mai ușoare.

Construcția tobei progresive se caracterizează printr-o combinație a celorlalte două tipuri avînd, la capătul dinspre masiv, segmenții așezați pe mantaua tobei sub formă de șurub, iar la celălalt capăt sub formă de elice. Cercetările efectuate în acest domeniu au arătat că acest tip de tobă este cel mai eficace în ce privește consumul specific de energie la tăiere, viteza de avans a combinei, granulometria cărbunelui tăiat, evacuarea din front și încărcarea pe transportor a materialului. Acest lucru se datorește faptului că segmenții se îndesesc în partea tobei dinspre masiv, ceea ce duce la îndesirea cuțitelor în acest sens, iar pe de altă parte faptului că secțiunea dintre segmenți crește dinspre masiv spre front (spre transportor).

În afară de construcția organelor tăietoare, eficiența unei combine și consumul specific de energie la tăiere mai depind, în foarte mare măsură, și de construcția și geometria cuțitelor, precum și de modul de așezare (față de tangenta tobei) și de fixare a acestora pe organul de tăiere. În această direcție, în ultimul timp s-au făcut numeroase cercetări. Din rezultatele obținute s-a ajuns la concluzia că, în general, consumul specific de energie scade și eficiența unei combine crește prin folosirea cuțitelor mai puternice, montate mai rar și sub un unghi mic față de tangenta tobei. În ce privește geometria acestora, cercetările au arătat că unghiul de tăiere este bine să fie cît mai ascuțit.

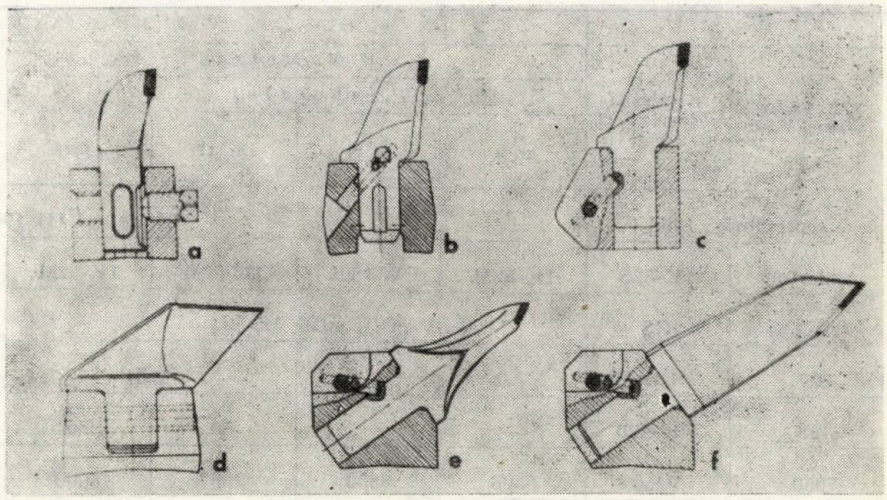


Fig. 2. Diferite forme de cuțite și sisteme de fixare ale acestora pe tobă :
a — cuțit radial și fixarea cu șurub; *b* — cuțit radial cu fixare sistem „Hoy" (în cuțit); *c* — cuțit radial cu fixare rapidă sistem „Hoy" (în portcuțit); *d* — cuțit puternic cu unghiul de tăiere ascuțit cu fixare prin broșă resort; *e* — cuțit tangențial cu fixare rapidă sistem „Hoy" (în portcuțit; *f* — cuțit tangențial puternic cu fixare rapidă „Hoy" (în portcuțit).

Aceste constatări au dus la apariția unei serii de forme constructive de cuțite, cu diferite geometrii și așezări față de tangenta la

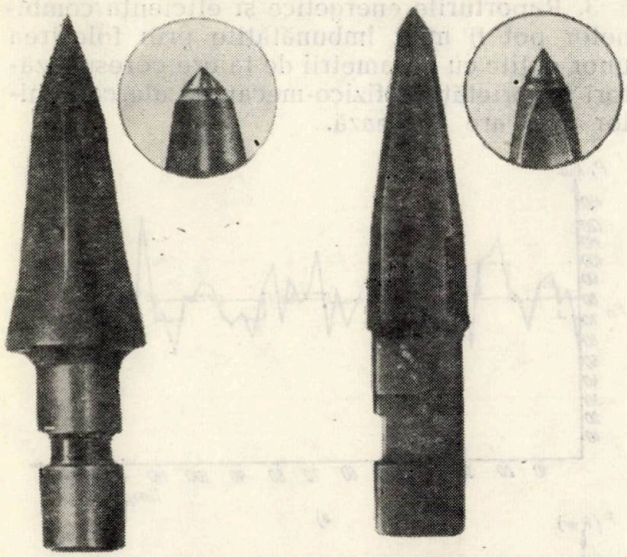


Fig. 3. Cuțite „tangențiale" de formă conică.

tambur (fig. 2), precum și la așa-numitele cuțite tangențiale de formă conică (fig. 3).

Un alt factor care, deși nu intră în procesul propriu-zis de tăiere a combinei, contribuie la eficiența acesteia (prin mărirea sau micșorarea timpului de schimbare a cuțitelor și deci influențează asupra duratei unui ciclu) îl constituie modul de fixare a cuțitelor pe tobă. În urma cercetărilor efectuate s-au găsit diferite sisteme de fixare care permit montarea și demontarea rapidă a cuțitelor (fig. 2), reducînd substanțial durata unui ciclu.

Din cele expuse mai sus, reiese că prin alegerea rațională a construcției și parametrilor organelor de tăiere, în funcție de condițiile de zăcămînt și de proprietățile fizico-mecanice ale cărbunelui, eficiența combinelor de abataj poate fi mult mărită, chiar și în aceleași condiții de organizare a lucrului în abataj și a sistemului de susținere.

Mărirea eficienței, în această direcție, a combinelor existente la minele din țara noastră este posibilă, deoarece soluțiile constructive și parametrii organelor tăietoare nu sînt cele optime pentru condițiile de zăcămînt și pentru proprietățile fizico-mecanice ale cărbunilor în care lucrează acestea.

Avînd în vedere numărul mare de combine care lucrează în minele de lignit din bazinul Motru, precum și faptul că tăierea mecanizată constituie una din problemele vitale ale acestor mine, începînd din anul 1966 ICEMIN, împreună cu grupa de cercetători Horăști, au trecut la cercetarea acestei probleme, în vederea îmbunătățirii indicatorilor tehnico-economici ai procesului de tăiere.

Întrucît parametrii care intră în procesul de tăiere al combinelor sînt bine stabiliți prin înșiși soluțiile lor constructive, iar modificarea acestora (viteza de tăiere, forța și viteza de avans a combinelor) ar duce la mari dificultăți tehnice, singura posibilitate practică de mărire a eficienței acestor combine (păstrînd actuala formă de organizare a lucrului în abataj și echipamentul de susținere și transport) o constituie îmbunătățirea raporturilor energetice. Acest lucru se poate realiza prin găsirea valorilor și soluțiilor constructive optime ale parametrilor organelor tăietoare rezultate din

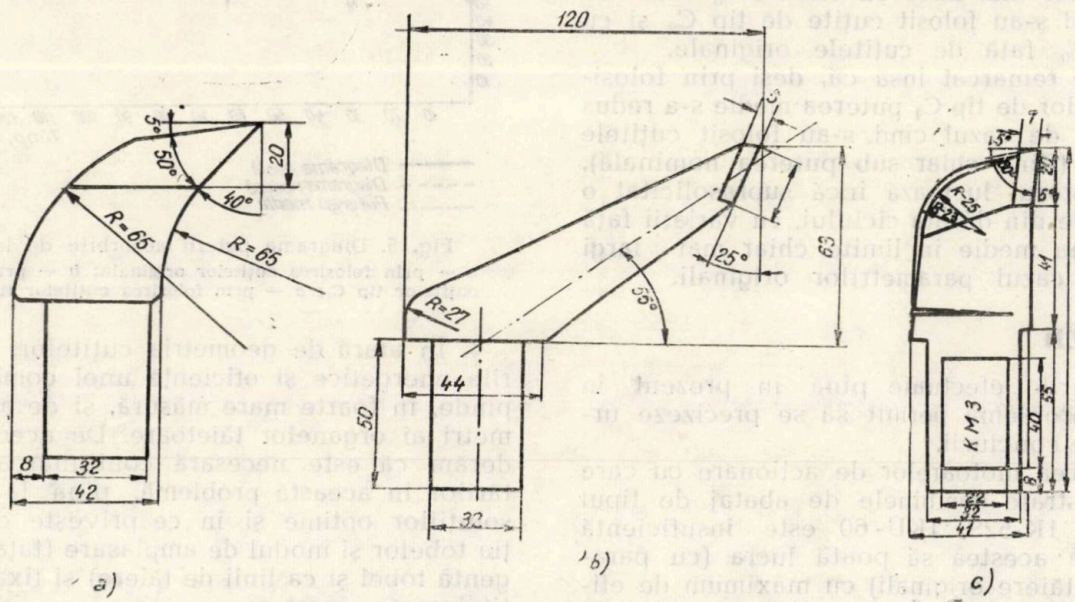


Fig. 1. Diferite construcții de tobe:
a — cuțit tip C_1; *b* — cuțit tip C_2; *c* — cuțit original.

construcţia tobelor, construcţia şi geometria cuţitelor şi din modul de amplasare şi fixare a acestora pe organele de tăiere.

Măsurătorile de putere efectuate la combinele de tipurile 1K-52 M ; 1K-52S şi 1KU-60 ; care lucrează în bazinul Motru, au arătat că încălzirea puternică a motoarelor de acţionare, distrugerea repetată a releelor de protecţie şi vitezele de avans mici obţinute se datoresc puterii insuficiente a motoarelor electrice cu care sînt înzestrate combinele.

În vederea îmbunătăţirii raporturilor energetice şi măririi vitezei de avans a acestor combine, în cursul anului 1966 au fost confecţionate şi experimentate două tipuri de cuţite denumite tip C_1 (fig. 4, *a)* şi tip C_2 (fig. 4, *b*), diferite faţă de cele originale (fig 4, *c*) ca formă constructivă şi ca parametri de tăiere.

Pentru a se putea compara rezultatele, cele două tipuri de cuţite, precum şi cele originale, au fost experimentate pe combina 1K52-M din abatajul 13 E. M. Horăşti, în condiţii de lucru identice.

Din diagramele de putere (fig. 5 *a)* se vede că puterea medie absorbită de la reţea de motorul de acţionare, prin folosirea cuţitelor originale, este mult mai mare decît puterea nominală şi că cea mai mare parte din durata unui ciclu motorul lucrează suprasolicitat. Analiza acestor diagrame arată, de asemenea, că puterea absorbită de motorul de acţionare variază foarte mult şi în limite largi, cuprinse între +45 şi —35 kW, faţă de puterea medie şi +60 —25 kW faţă de cea nominală, pe toată durata ciclului de tăiere.

Compararea acestor diagrame arată că prin folosirea cuţitelor de tip C_1 (fig. 4, *a*) puterea medie absorbită de la reţea de motorul de acţionare este mai mică cu circa 20% faţă de cazul cînd s-au folosit cuţite de tip C_2 şi cu circa 25% faţă de cuţitele originale.

Trebuie remarcat însă că, deşi prin folosirea cuţitelor de tip C_1 puterea medie s-a redus mult faţă de cazul cînd s-au folosit cuţitele originale (fiind chiar sub puterea nominală), totuşi motorul lucrează încă suprasolicitat o bună parte din durata ciclului, cu variaţii faţă de puterea medie în limite chiar mai largi decît în cazul parametrilor originali.

CONCLUZII

Cercetările efectuate pînă în prezent în această problemă permit să se precizeze următoarele concluzii.

1. Puterea motoarelor de acţionare cu care sînt înzestrate combinele de abataj de tipul 1K-52M, 1K-52S, 1KU-60 este insuficientă pentru ca acestea să poată lucra (cu parametri de tăiere originali) cu maximum de eficienţă în condiţiile de zăcămînt din bazinul Motru.

2. Parametrii organelor de tăiere ai acestor combine nu sînt cei optimi pentru condiţiile de zăcămînt şi proprietăţile fizico-mecanice ale cărbunilor din bazinul Motru.

3. Raporturile energetice şi eficienţa combinelor pot fi mult îmbunătăţite prin folosirea unor cuţite cu parametrii de tăiere corespunzători proprietăţilor fizico-mecanice ale cărbunilor în care lucrează.

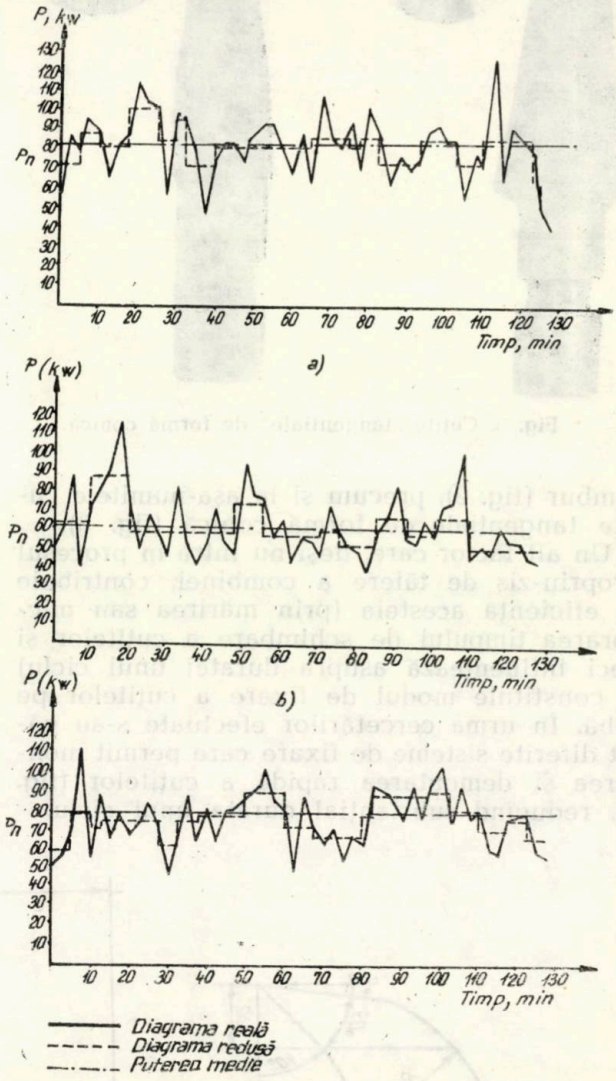


Fig. 5. Diagrama puterii absorbite de la reţea : *a* — prin folosirea cuţitelor originale; *b* — prin folosirea cuţitelor tip C_1; *c* — prin folosirea cuţitelor tip C_2.

4. În afară de geometria cuţitelor, raporturile energetice şi eficienţa unei combine depinde, în foarte mare măsură, şi de alţi parametri ai organelor tăietoare. De aceea considerăm că este necesară continuarea cercetărilor în această problemă, pînă la găsirea soluţiilor optime şi în ce priveşte construcţia tobelor şi modul de amplasare (faţă de tangenta tobei şi ca linii de tăiere) şi fixare a cuţitelor pe acestea.

(Articol a intrat în redacţie în luna aprilie 1967)

Iazurile de decantare a apelor reziduale industriale evacuate din uzinele de preparare a minereurilor neferoase

Ing. I. DIACONU

O dată cu creşterea continuă şi ritmică a producţiei de minereuri neferoase extrase şi prelucrate, au crescut simţitor şi debitele apelor reziduale industriale care se evacuează din uzinele de preparare a minereurilor neferoase.

Debitul total al apelor reziduale industriale care se evacuau din uzinele de preparare a minereurilor neferoase se poate estima la circa 45 000 000 m³ în anul 1967. (S-a luat în calcul o diluţie S : L = 1 : 7). Aceste ape conţineau circa 6 000 000 t masă minieră sterilă.

Pentru epurarea mecanică a apelor reziduale industriale, evacuate din uzinele de preparare a minereurilor neferoase, au fost proiectate şi construite iazuri de decantare pe lîngă fiecare uzină de preparare veche sau nou dată în funcţiune.

Metoda de epurare generală aplicată la uzinele de preparare a apelor reziduale a devenit decantarea sau limpezirea prin depunerea hidraulică a solidului (sterilului). Proiectarea iazurilor de decantare pentru uzinele de preparare a minereurilor neferoase a început încă din anul 1952, iar construirea şi darea în funcţiune a unor iazuri de decantare a început din anul 1954 şi 1955.

Pînă în anul 1967 au fost construite şi date în funcţiune peste 20 de iazuri de decantare, la uzinele de preparare a minereurilor neferoase.

În iazurile de decantare, pe lîngă epurarea mecanică a apelor reziduale, are loc şi o oarecare epurare chimică prin descompunerea şi neutralizarea unor reagenţi toxici sub acţiunea oxigenului din aer, a luminii şi a absorbţiei în unele cazuri de către granulele de steril. Gradul de epurare chimică a apei limpezite realizată în iazuri este de 40—70 %.

În ciuda lipsei de experienţă în domeniul proiectării, construirii şi exploatării instalaţiilor de pompare, trasport hidraulic şi a iazurilor de decantare cît şi a lipsei totale uneori a studiilor de cercetare a terenurilor din punct de vedere geologic, hidrologic şi geotehnic, s-a ajuns în stadiul ca problema epurării mecanice a apelor reziduale industriale evacuate din uzinele de preparare să fie rezolvată integral la toate unităţile miniere de minereuri neferoase.

În tabela 1 sînt redate o serie de caracteristici informative ale unor iazuri de decantare, de diferite capacităţi, construite între 1954—1967.

Suprafaţa specifică de limpezire, informativă, în ha pentru 100 t de minereu prelucrat şi 24 ore, realizată la iazurile analizate mai sus, este redată în tabela 2.

Tabela 1

Denumirea uzinei de preparare	Felul minereurilor prelucrate	Cantitatea de minereu prelucrat, Q (t/zi)	Suprafaţa iazului (informativă), ha	Suprafaţa specifică (în ha pt. 100 t minereu prelucrat pe zi)
Flotaţia centrală	complexe	2 000—3 500	16,0—40,0	0,8—1,12
Moldova Nouă	cuprifer	3 500	39,0	1,11
Deva	complexe+cuprifer	2 000	18,0	0,9
Săsar	auroarg.+complex	1 500	18,0	1,2
Baia Sprie	complex	1 400	20,0	1,43
Baia Borşa	complex+cuprifer	800	7,0	0,87
Zlatna	auroarg.+complex	500	4,3—6,0	0,86—1,2
Bocşa	complex	500	12,0	2,4
Băiuţ	complex	120—450	1—4,5	0,84—1,0
Roşia Montană	auroargintifer	200—500	1,8—6,0	0,90—1,2

Tabela 2

Tipul uzinei de preparare după capacitatea de prelucrare	Suprafața specifică de limpezire realizată, ha/100 t minereu/24 ore	Categoria de fertilitate a terenului ocupat de iaz
Uzine de preparare cu capacități mari de prelucrare (2 000 — 2 500 t/24 h)	0,8 —1,12	34% categoria a III-a 66% categoria a II-a
Idem de capacitate medie (800—1500 t/24 h)	0,78—1,43	33% categoria a V-a 33% categoria a IV-a 34% categoria a III-a
Idem cu capacitate mică (100 — 500 t/24 h)	0,84—2,40	34% categoria a V-a 33% categoria a IV-a 33% categoria a III-a

În iazurile de decantare în funcție, în care se epurează mecanic apele reziduale industriale, cantitatea de solid (steril) depus hidraulic este de circa 94—99.5%.

În aceste iazuri reagenții adiționați în timpul flotării sînt distruși sau reținuți în proporție de circa 40—70%, deci se realizează și o epurare chimică.

Terenurile pe care sînt amplasate iazurile de decantare sînt, din punctul de vedere al fertilității în majoritatea cazurilor, terenuri de categoria a IV-a și a V-a.

Iazurile de decantare se pot categorisi, după modul de amplasare, în următoarele tipuri:

I. Iazuri amplasate pe terenuri relativ plane de obicei în albia majoră a rîurilor (fig. 1). Acestea se pot subîmpărți în:

— I. a. iazuri cu dig inițial din pămînt compact fără pereerea taluzelor exterioare (Deva, Flotația centrală ș.a.).

— I. b. iazuri cu dig, inițial din pămînt bătut cu pereerea taluzelor exterioare și alte lucrări contra acțiunii apelor (Săsar, Moldova Nouă, Zlatna ș.a.).

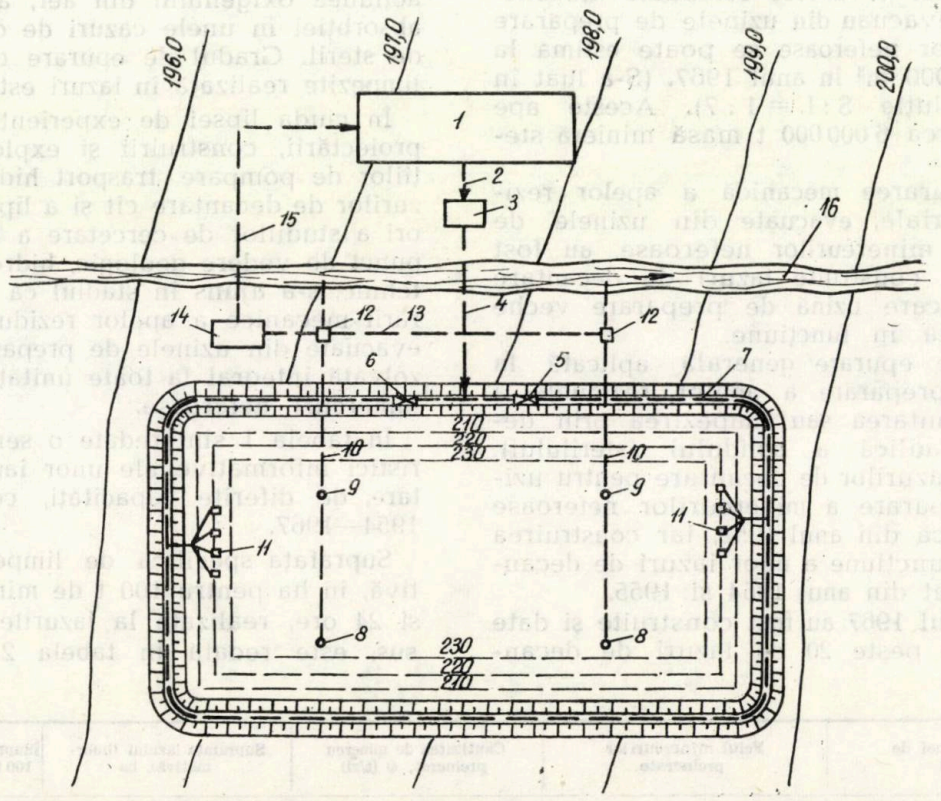


Fig. 1. Evacuarea, transportul și epurarea mecanică a apelor reziduale industriale a unei uzine de preparare a minereurilor neferoase în iaz de decantare prin depunere hidraulică (suprafața ocupată de iaz sub forma de patrulater):

1 — uzina de preparare; *2* — conducta de aducțiune ape reziduale (tulbureli de steril); *3* — stația de pompare; *4* — conducta de refulare; *5* — conducta de repartiție (ramura stîngă); *6* — conducta de repartiție (ramura dreaptă); *7* — dig inițial; *8* — puț de evacuare a apei limpezite (de preaplin) de capăt; *9* — puț de evacuare a apei limpezite de trecere; *10* — conducta de evacuare a apei limpezite; *11* — dispozitiv de distribuție a apelor reziduale în iaz; *12* — cămin pentru robinetul conductei de evacuare a apei limpezite; *13* — conducta de aducțiune a apei limpezite la stația de pompare; *14* — stația de pompare a apei limpezite în vederea recirculării; *15* — conducta de refulare a apei limpezite reciclate; *16* — emisar.

II. Iazuri amplasate pe versanți cu dig inițial din pămînt compactat cu sau fără pereerea taluzelor exterioare (Băiuț, Baia Borșa, Tarnița ș.a.) (fig. 2).

III. Iazuri de decantare cu dig inițial filtrant.

III. a. Iazuri de decantare cu dig inițial filtrant amplasate pe terenuri plane pe albia majoră a rîurilor (Merișani, Săsar).

III. b. Iazuri cu dig inițial filtrant amplasate pe versanți (Cavnic, Fundul Moldovei, Barza, Roșia Montană, Stulpicani ș.a.).

joritatea cazurilor, nu au fost realizate la punerea în operă a lucrărilor proiectate.

Unele unități productive au realizat o serie de plantații pe taluzurile exterioare a digurilor de contur (I.M. Barza).

La unele uzine de preparare, iazurile au fost prevăzute cu instalații de reciclare a apei (Barza, Săsar, Roșia Montana ș.a.).

Începînd cu anul 1963 s-a studiat și realizarea unor iazuri de decantare cu dig inițial filtrant (Barza, Fundul Moldovei, Roșia Montană, Baia de Arieș, Cavnic, Stulpicani, Săsar ș.a.).

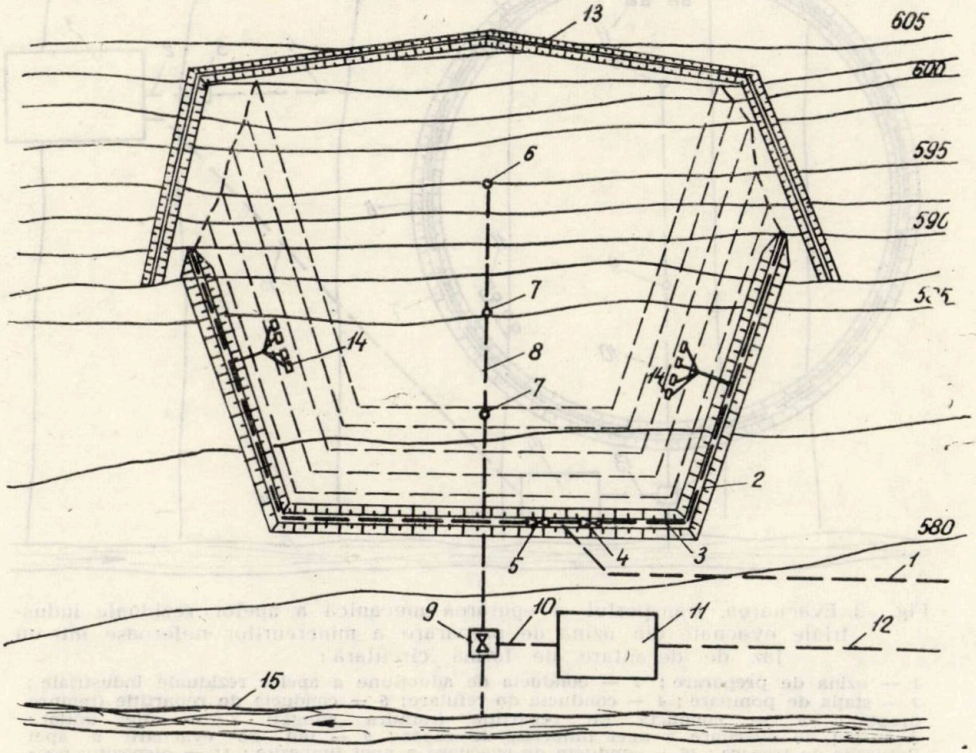


Fig. 2. Iaz de decantare pentru epurarea apelor reziduale industriale evacuate dintr-o uzină de preparare a minereurilor neferoase, amplasate pe un versant:

1 — conducta de refulare a apelor reziduale evacuate din uzina de preparare; *2* — dig inițial; *3* — conducta de repartiție; *4* — robinet de pe ramura dreaptă a conductei de distribuție; *5* — robinetul de pe ramura stîngă a conductei de distribuție; *6* — puț pentru evacuarea apei limpezite de capăt; *7* — puț pentru evacuarea apei limpezite de trecere; *8* — conducta de evacuare a apei limpezite; *9* — cămin pentru robinet; *10* — conducta de aducțiune a apei limpezite; *11* — stația de pompare a apei limpezite în vederea recirculării în uzina de preparare; *12* — conducta de refulare a apei limpezite; *13* — șanț de scurgere a apelor pluviale; *14* — dispozitiv de distribuție a apei reziduale în iaz; *15* — emisar.

În general, iazurile de decantare cu dig inițial din pămînt compactat au dat rezultate bune (cu excepția iazului de decantare Cavnic care, avînd o suprafață mică și fiind exploatat în condiții necorespunzătoare, a creat o serie de neajunsuri ce a reclamat studierea soluției de consolidare a taluzului exterior a digului de contur).

Înălțimile atinse de depozitele de steril depus hidraulic în iaz sînt de circa 10—20 m (Baia Borșa, Băiuț, Zlatna, Barza ș.a.).

În toate proiectele de execuție s-au prevăzut inerbări a taluzului exterior care, în ma-

Digurile inițiale filtrante sînt de tipul celui redat în figura 5. Dimensionarea acestor diguri s-a făcut de către autor pe baza experienței realizate în străinătate.

Aceste tipuri de iazuri s-au dovedit a fi mai costisitoare decît cele cu dig inițial din pămînt compactat, iar modul de comportare nu a fost încă verificat în practică.

De aceea, iazurile cu dig inițial filtrant ce se pun în operă în prezent au un caracter experimental. Avantajul iazului de decantare cu dig inițial filtrant constă în asigurarea unei drenări mai avansate a apei de la baza sedimentelor.

Modul acestora de comportare și compararea avantajelor cu cele cu dig clasic se va putea face numai în momentul cînd depozitele de steril în acestea vor atinge cota de 6—10 m.

O problemă care preocupă în prezent pe proiectanți este realizarea sistemelor de evacuare a apei limpezite din iaz construite din beton armat. Adaptarea acestui sistem în practică va duce la înlocuirea puțurilor de preaplin din țeava de oțel, care este material deficitar și la reducerea lucrărilor hidrotehnice pentru evacuarea apelor provenite din viituri (canale, șanțuri de gardă) (fig. 6).

În concluzie în realizarea epurării apelor reziduale evacuate din uzinele de preparare a minereurilor neferoase din R. S. România se disting următoarele etape :

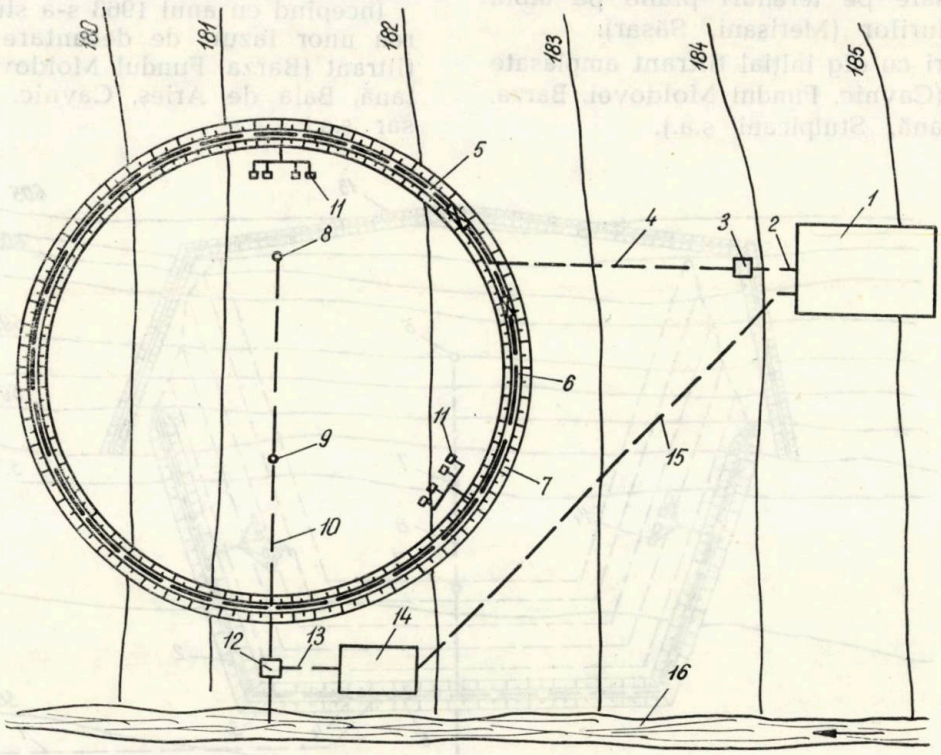


Fig. 3. Evacuarea, transportul și epurarea mecanică a apelor reziduale industriale evacuate din uzina de preparare a minereurilor neferoase într-un iaz de decantare de formă circulară :

1 — uzina de preparare ; *2* — conducta de aducțiune a apelor reziduale industriale ; *3* — stația de pompare ; *4* — conducta de refulare; *5* — conducta de repartiție (ramura dreptă) ; *6* — conducta de repartiție (ramura stîngă); *7* — dig inițial ; *8* — puț de evacuare a apei limpezite de capăt ; *9* — puț de evacuare a apei limpezite de trecere ; *10* — conducta de evacuare a apei limpezite ; *11* — dispozitiv pentru distribuirea apelor reziduale în iaz; *12* — căminul pentru robinetul conductei de evacure a apei limpezi ; *13* — conducta de aducțiune a apei limpezite ; *14* — stația de pompare; *15* — conducta de refulare a apei limpezite; *16* — emisar.

1. Rezolvarea epurării mecanice a apelor reziduale industriale evacuate din uzinele de preparare a minereurilor neferoase de capaci-

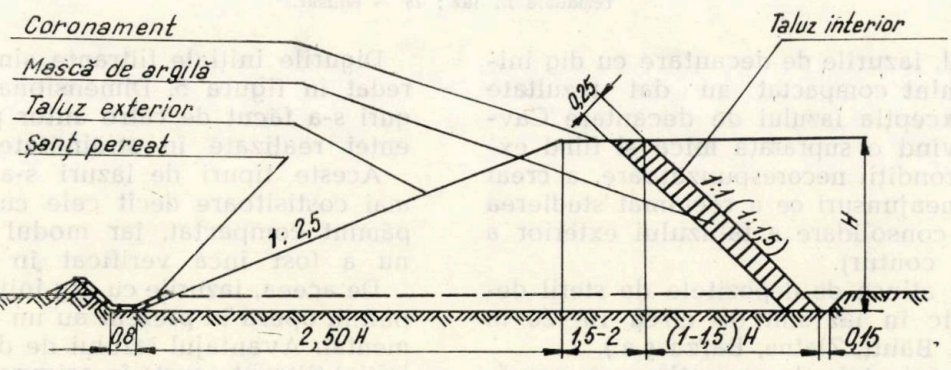


Fig. 4. Profil transversal tip prin digul inițial impermeabil

tate mică și medie prin construirea pe lîngă fiecare unitate a iazurilor de decantare (1954—1958) cu diguri inițiale din pămînt compactat (impermeabile).

2. Amplificarea și construirea iazurilor de decantare pentru uzinele de preparare cu capacitate mare de prelucrare (1958—1967), iar începînd cu anul 1963 trecerea la proiectarea iazurilor cu dig inițial filtrant.

3. Perfecționarea metodelor de exploatare a iazurilor în funcție pentru a mări gradul de epurare mecanică și chimică în special de la apariția H.C.M. 311 din mai 1963.

4. Trecerea la realizarea unor încercări în faza de laborator și pilot privind epurarea chimică a apei epurate mecanic în iaz (instalația de defenolare Baia Borșa, studiu de reciclare Zlatna și Tarnița ș.a.).

În industria minereurilor neferoase, problema epurării mecanice a apei a fost rezlovată prin construirea pe lîngă uzinele de preparare a peste 20 iazuri de decantare ce reprezintă peste 67% din numărul total de iazuri cîte s-au realizat în întreaga industrie minieră.

Rezolvarea epurării mecanice s-a realizat prin asigurarea unei suprafețe specifice de 0,8—1,2 ha pentru 100 t minereu prelucrat în 24 ore, indice care poate fi considerat ca acceptabil.

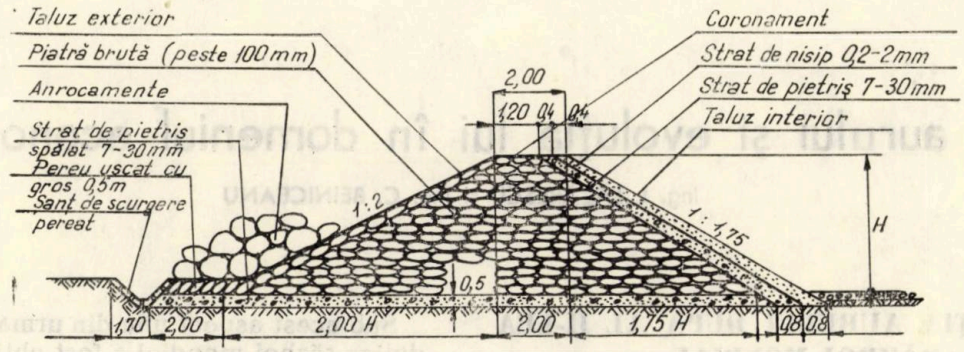


Fig. 5. Profil transversal prin digul inițial filtrant.

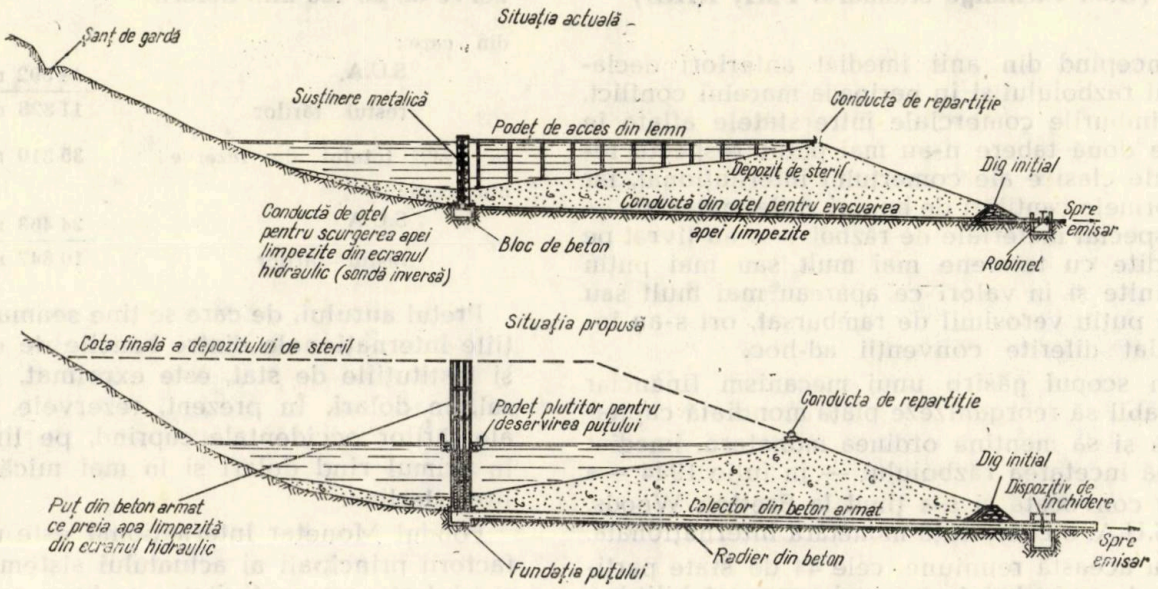


Fig. 6. Sistem de evacuare a apei limpezite din iazurile de decantare din beton armat.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Industria României* 1944—1964. Editura Academiei R. S. România, București 1964.

[2] Almășan, B. *The mining industry of Romania.* Ed. Meridiane publishing house, Bucharest, 1968.

[3] Diaconu, I. *Propuneri în vederea îmbunătățirii activității de proiectare în domeniul epurării mecanice a apelor reziduale evacuate din uzinele de preparare a substanțelor minerale utile.* Referat înregistrat la IPROMIN sub. nr. 2541, 6 februarie 1964.

Rolul aurului şi evoluţia lui în domeniul economic (II)

Ing. I. LĂZĂRESCU şi ing. C. BEINICEANU

IV. SITUAŢIA AURULUI DUPĂ AL II-LEA RĂZBOI MONDIAL

Convenţia de la Bretton Woods (Gold exchange standard, FMI, BIRD)

Începînd din anii imediat anteriori declarării războiului şi în perioada marelui conflict, schimburile comerciale între statele aflate în cele două tabere n-au mai putut respecta regulile clasice ale comerţului internaţional, iar enormele cantităţi de bunuri şi de materiale — în special materiale de război — s-au livrat pe credite cu termene mai mult sau mai puţin definite şi în valori ce apăreau mai mult sau mai puţin verosimil de rambursat, ori s-au încheiat diferite convenţii ad-hoc.

În scopul găsirii unui mecanism financiar capabil să reorganizeze piaţa mondială capitalistă şi să menţină ordinea monetară, imediat după încetarea războiului — în iulie 1944 —a fost convocată şi s-a ţinut la Bretton Woods, în S.U.A. o conferinţă monetară internaţională.

La această reuniune, cele 44 de state participante au încheiat un acord, care a stabilit bazele creării Fondului Monetar Internaţional (F.M.I.) şi ale Băncii Internaţionale pentru reconstrucţie şi dezvoltare (B.I.R.D.) ; aceste două instituţii împreună au constituit un sistem monetar (valutar) acceptat de statele capitaliste participante.

Ţările membre ale fondului contribuie cu cîte o cotă la formarea unei rezerve colective de aur şi valute (18,3 miliarde dolari) la care ele pot apela temporar pentru a face faţă angajamentelor în străinătate în cazul cînd balanţele lor de plăţi externe sînt deficitare.

Totodată, paritatea monedelor naţionale ale acestor ţări a fost stabilită de F.M.I. în raport cu aurul, în calitatea lui de numitor comun, sau cu dolarul. Prin stabilirea parităţilor în dolari, F.M.I. a consacrat victoria dolarului asupra lirei sterline.

Sub acest aspect una din urmările celui de-al doilea război mondial a fost obţinerea de către S.U.A. a majorităţii aurului deţinut de celelalte ţări capitaliste : în 1938, totalul de rezerve de 26 420 mil. dolari.

din care :	
S.U.A.	14 592 mil. dolari
restul ţărilor	11 828 mil. dolari
în 1949, totalul de rezerve	35 310 mil. dolari
din care :	
S.U.A	24 463 mil. dolari
restul ţărilor	10 847 mil. dolari.

Preţul aurului, de care se ţine seama în relaţiile internaţionale dintre băncile de emisiune şi instituţiile de stat, este exprimat, în general, în dolari. În prezent, rezervele valutare ale ţărilor occidentale cuprind, pe lîngă aur, în primul rînd dolari şi în mai mică măsură lire sterline.

Fondul Monetar Internaţional este unul din factorii principali ai actualului sistem valutar şi îşi desfăşoară activitatea pe baza rezervelor formate din cotele de participare ale statelor membre. Aceste cote sînt constituite nu numai din aurul depus de participanţi, ci şi din monede naţionale ; cotele nu sînt egale şi de mărimea lor depinde numărul voturilor fiecărui stat participant.

Fondul Monetar Internaţional a realizat internaţionalizarea parţială a rezervelor de aur şi valutare ale statelor participante ; el a fost creat ca un instrument care, prin acorduri de credite, să satisfacă cerinţele „lichidităţii internaţionale" şi să sprijine balanţele de plăţi externe ale statelor membre. (Prin „lichiditate internaţională" a unui stat se înţelege raportul între rezervele lui de aur şi valutare şi angajamentele externe.)

În prima perioadă care a urmat înfiinţării lui şi care a durat mai bine de un deceniu, F.M.I.

a reușit să-și îndeplinească mulțumitor rolul, asigurînd în mod satisfăcător lichiditatea internațională a statelor capitaliste.

Tulburările apărute în domeniul economiei capitaliste

Cu trecerea timpului, raportul de forțe dintre statele capitaliste, reflectat de actualul sistem monetar internațional și de structura rezervelor Fondului Monetar Internațional, s-a modificat esențial și au apărut greutăți din ce în ce mai mari în funcționarea sistemului.

În această privință, cifrele publicate de „International Financial Statistics" sînt elocvente : rezervele de aur ale S.U.A. au scăzut de la aproape 25 miliarde dolari, în anul 1949, la mai puțin de 15 miliarde în primul semestru al anului 1965, la 13,8 miliarde la 13 septembrie 1965, ajungînd în luna februarie 1967 la 13,161 miliarde dolari, situîndu-se astfel la cel mai coborît nivel din anul 1938. Statele Unite dețin în această perioadă 35% din rezervele de aur ale lumii capitaliste, față de 70% în 1949. De aceea, disponibilitățile de aur pentru a face față cererilor băncilor străine s-au restrîns considerabil, ceea ce poate pune în dificultate capacitatea de convertire a dolarului metal. Astfel, dacă toți deținătorii de dolari din străinătate ar cere simultan convertirea lor în aur, cantitatea de metal stocată în S.U.A. n-ar acoperi decît circa jumătate din cereri.

Situația stocului de aur și a angajamentelor S.U.A. este arătată schematic și aproximativ în graficul din figura 1.

În același timp, balanțele comerciale excedentare ale unor țări din Occident, cu o industrie dezvoltată, au pus într-o situație critică Anglia și Statele Unite care, din excedentare,

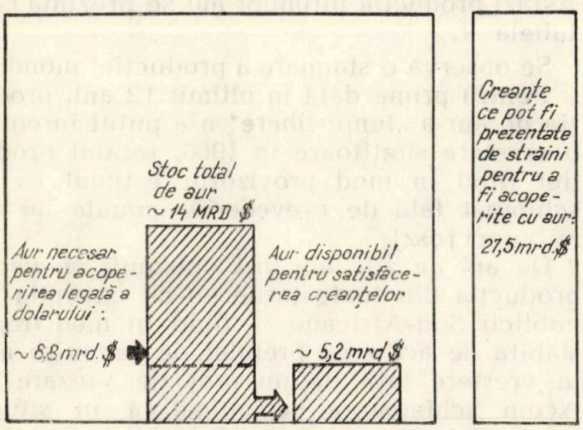


Fig. 1. Problema aurului în S.U.A. în anul 1965.

au devenit deficitare, iar raportul dintre rezervele de aur ale diferitelor state s-a schimbat foarte mult în defavoarea Statelor Unite și a Marii Britanii.

Cîteva date statistice publicate în presa de specialitate evidențiază mai clar situația. Publicația Internațional Financial Statistics din 1964 arată că, în timp ce în 1938 rezervele de aur și valutare ale țărilor capitaliste depășeau cu 17% valoarea totală a importului lor,

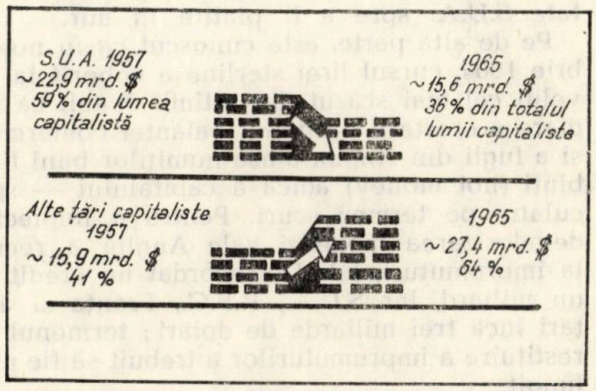


Fig. 2. Migrarea aurului american spre alte țări.

la sfîrșitul anului 1963 ele nu mai acopereau decît 48% din valoarea importului. Din cauza acestei situații, ultima sesiune a F.M.I., care s-a ținut în 1964 la Tokio, s-a ocupat în cea mai mare parte de discutarea problemei lichidității internaționale și ale implicațiilor ei.

Problemele legate de balanța de plăți au apărut în anii 1957—1958, cînd S.U.A. au început să aibă deficite importante și persistente, iar unele țări industriale vest-europene au început să acumuleze dolari.
Lumea capitalistă, după perioada așa-zisă a „foamei de dolari" datorită balanței de plăți active a Statelor Unite, a cunoscut un surplus de dolari ; acest fapt a influențat nefavorabil situația dolarului, care constituie principala valută de rezervă.

Statele Unite și Anglia, ale căror rezerve valutare sînt de circa 17 miliarde de dolari, participă la F.M.I. cu cota de 6 miliarde de dolari, în timp ce cotele țărilor din Piața Comună (C.E.E.), care au rezerve de peste 20 miliarde de dolari, însumează numai 2,6 miliarde dolari.

Cotele de participare la F.M.I. nu mai sînt proporționale cu ponderea economică și financiară a statelor participante.

Revista U. S. Newy and World Report din 25.I.1965 a publicat graficul reprodus în figura 2.

Din acest grafic se vede că, în 1957, S.U.A. posedau rezerva de aur în valoare de 22,9 miliarde dolari (adică 59% din totalul aurului din „lumea liberă") ; în 1965, aceste rezerve s-au redus la 15,6 miliarde dolari (adică 36% din totalul aurului din sistemul capitalist.

Restul țărilor capitaliste dispuneau în 1957 de rezerve de aur totalizînd 15,9 miliarde dolari, în timp ce după 7 ani rezervele lor se ridică la 27,4 miliarde dolari, (adică 64%

din totalul aurului). Aceasta înseamnă că în 7 ani, S.U.A. au pierdut aur în valoare de 7,3 miliarde dolari, în timp ce alte țări capitaliste dețin aproape două treimi din totalul rezervelor de aur ale lumii capitaliste. Pe lîngă aceasta, alte țări dețin creanțe care totalizează 27 miliarde dolari și care pot fi prezentate S.U.A. spre a fi plătite în aur.

Pe de altă parte, este cunoscut că în noembrie 1964, cursul lirei sterline a coborît la nivelul cel mai scăzut din ultimii 7 ani, ca urmare a creșterii pasivului balanței comerciale și a fugii din Anglia a așa-numiților bani fierbinți (hot money) adică a capitalului — speculativ pe termen scurt. Pentru a împiedica devalorizarea monedei sale Anglia a recurs la împrumuturi, F.M.I. a acordat un credit de un miliard, iar S.U.A., R.F.G., Franța și alte țări încă trei miliarde de dolari; termenul de restituire a împrumuturilor a trebuit să fie prelungit.

Solidaritatea băncilor occidentale pentru menținerea cursului lirei sterline este explicată de cotidianul oamenilor de afaceri din Anglia, „Financial Times", astfel: „o devalorizare forțată a lirei sterline ar avea, inevitabil, urmări imediate asupra celorlalte valute, iar prejudiciile Angliei ar fi mici în comparație cu efectele devalorizării asupra sistemului monetar occidental".

Din cauzele enumerate mai sus, la sesiunea F.M.I. de la Tokio din 1964, s-a deschis pentru prima dată (după acordul de la Bretton Woods) o discuție publică referitoare la însăși temelia sistemului monetar occidental.

Deși s-au arătat cu acest prilej diferitele cauze care au dus la situația nesatisfăcătoare de astăzi și deși toate țările occidentale recunosc defecțiunile actualei ordini monetare, în ce privește mijloacele de susținere a acesteia, opiniile sînt diferite.

Statele Unite și Anglia s-au pronunțat pentru sprijinirea pieței monetare capitaliste pe calea lărgirii în continuare a rezervelor F.M.I. (de altfel, sesiunea de la Tokio a și decis, în principiu, sporirea cu 25% a cotelor de participare).

Franța, susținută de Olanda și de alte țări din Piața Comună, dorește și recomandă crearea unui nou instrument monetar internațional — avînd în centru a u r u l — și care să nu mai fie legat de dolar sau de altă valută.

Criticii actualului sistem financiar occidental — în primul rînd cei francezi — propun, printre altele, crearea unei „superbănci" capitaliste (deci restructurarea actualelor instituții) și înființarea unei „monede internaționale (devize bazate pe aur), care să fie folosită în cadrul schimburilor internaționale.

Economiștii apuseni mai consideră că o metodă eficientă pentru ameliorarea situației ar fi devalorizarea dolarului. Valoarea în aur a dolarului a fost fixată, în anul 1935 la 35 dolari o uncie de aur (31,1 g aur fin). În ultimii 30 de ani prețurile mărfurilor s-au dublat, în general, pe piața mondială. Cu toate acestea, prețul aurului nu s-a schimbat fiind menținut în mod deliberat la un nivel scăzut și este greu de spus dacă el va fi sau nu modificat.

De sigur că sporirea prețului aurului (deci devalorizarea dolarului) ar înlătura anomalia economică semnalată mai sus, dar această măsură, pe lîngă faptul că ar crea o pagubă pentru țările deținătoare de rezerve valutare în dolari, nu ar rezolva nici problemele spinoase ale sistemului monetar capitalist, întrucît nu ar schimba condițiile fundamentale, care provoacă astăzi slăbiciunile monedelor internaționale occidentale.

Ideea majorării prețului aurului duce la întrevederea următoarelor consecințe:

1. S-ar stimula producția de aur prin valorificarea zăcămintelor cu conținut redus, deci s-ar face mai puțin simțită lipsa de aur.

La prețul actual al aurului, menținut scăzut în mod deliberat, este posibilă valorificarea rentabilă numai pentru zăcămintele cu conținut relativ ridicat. Astăzi, zăcămintele aflate în producție au conținuturile următoare:

— în Republica Sud-Africană conținutul minereului variază de la 6 la 11 g/t Au;
— în California și în Congo, conținutul minim pentru zăcămintele aluvionare exploatate este de circa 5 g/m³ Au;
— în Canada conținutul variază de la 18 pînă la 35 g/t Au;
— în Columbia conținutul de circa 20 g/t Au se află la limita de rentabilitate, pentru zăcămintele primare.

Astăzi producția ultimilor ani se prezintă ca în tabela 1.

Se observă o stagnare a producției mondiale.

Pentru prima dată în ultimii 12 ani, producția de aur a „lumii libere" n-a putut înregistra o creștere simțitoare în 1966, totalul producției fiind în mod provizoriu estimat ca neschimbat față de prevederile anuale de 41,7 mil. unci *(osz)*.

De ani de zile am fost obișnuiți să vedem producția din toate țările — cu excepția Republicii Sud-Africane — fiind în mod treptat slăbită de acțiunea prețului de revenire aflat în creștere față de un preț de vînzare fix. Acum schimbarea semnificativă în situația producției este că pentru Republica Sud-Africană, de asemenea, inflația a făcut ca producția să înregistreze o creștere mai slabă decît apărea numai cîțiva ani înainte. Astfel, după 1967, perspectiva este pentru un declin (treptat) al producției din lumea capitalistă, producția posibilă avînd un nivel superior numai

cu circa 1,5 mil. uncii peste producţia ultimilor cinci ani.

Tabela 1

Producţia mondială de aur
(în mii uncii aur fin) fără U.R.S.S.

Nr. crt.	Statul	Anul		
		1964	1965	1966
1.	Republica Sud-Africană	29,111	30,554	30,880
2.	Canada	3,799	3,587	3,275
3.	S.U.A.	1,469	1,675	1,800
4.	Australia	964	877	900
5.	Ghana	865	755	685
6.	Rhodesia	574	550	550
7.	Filipine	426	434	430
8.	Columbia	365	319	280
9.	Japonia	460	517	520
10.	Mexic	210	217	220
11.	Congo	223	100	150
12.	Nicaragua	212	180	180
13.	Brazilia	145	150	150
14.	India	148	130	125
15.	Alte ţări	1,629	1,655	1,555
	TOTAL MONDIAL (fără U.R.S.S.)	40,600	41,700	41,700

2. Prin reevaluarea aurului din stocurile băncilor de emisiune s-ar uşura revenirea la convertibilitatea deplină a bancnotelor şi s-ar putea reveni la automatismul etalonului aur.
3. S-ar realiza, probabil, lichiditatea internaţională.

Majorarea preţului aurului ar putea face să apară şi unele dezavantaje, ca mărirea preţurilor generale şi a salariilor. Este greu de precizat cît de mult ar trebui mărit acest preţ (dublat, triplat) pentru a face convertibile toate monedele. Apoi, reevaluarea stocurilor existente este o operaţie numai de calcul, care nu măreşte efectiv stocurile fizice existente şi ar putea apărea pericolul inflaţiei.

Mărirea preţului aurului ar folosi în primul rînd ţărilor producătoare principale de aur: Republica Sud-Africană Rhodesia, U.R.S.S.; vor accepta uşor celelalte state să facă acest avantaj ţărilor amintite, de care ele poate că nici nu au nevoie?

Acţiunea din ultima vreme a Franţei, în acest domeniu, a fost început cu nouă ani în urmă, cînd s-a atras atenţia asupra necesităţii respectării unui minimum de disciplină monetară de către autorităţile financiare ale lumii occidentale. Apeluri pentru respectarea disciplinei financiare au fost lansate în 1958, la conferinţa de la New-Delhi; aceeaşi poziţie a fost expusă mai categoric de reprezentantul francez la conferinţa de la Washington, în 1963 şi în fine, la cea de la Tokio, în septembrie 1964.

Necesitatea revizuirii sistemului „Gold Exchange Standard", aflat în vigoare de peste 43 de ani, este recunoscută, de cîtva timp, de majoritatea experţilor mondiali, dar există vii neînţelegeri asupra soluţiilor propuse.

Franţa, prin glasul preşedintelui ei generalul De Gaulle, a preconizat cu prilejul conferinţei de presă de la 4.II.1965 ca sistemul monetar occidental — Gold Exchange Standard—, care acordă dolarului american şi lirei engleze privilegiul de echivalenţi ai aurului — să fie modificat; s-a cerut „o bază monetară indiscutabilă, care să nu favorizeze nici-o ţară". El a preconizat să se abandoneze actualul sistem prin care dolarul şi lira sterlină sînt considerate ca echivalenţi ai aurului în comerţul exterior al statelor *şi să revină la etalonul — aur pur*, fără ajutorul unor devize străine.

Deşi Statele Unite şi Anglia nu sînt de acord să se renunţe la „Gold Exchange Standard", Franţa a precizat — la 11 februarie 1965 — că pentru ea „dolarul nu mai valorează aur" şi ca atare a cerut tuturor marilor state să-şi regleze debitele lor exterioare prin plăţi directe în acest metal preţios.

Problema revizuirii sistemului Gold Exchange Standard continuă să fie la ordinea zilei, în atenţia cercurilor financiare şi a economiştilor din lumea capitalistă şi sînt în curs de tratative pentru ţinerea unei conferinţe internaţionale, care să stabilească măsurile de revizuire a sistemului valutar actual.

De la începutul anului 1965 disputa s-a accentuat şi la ea participă personalităţi politice de primul rang şi economiştii cunoscuţi, aducînd argumente pro sau contra sistemului valutar în vigoare şi revenirea sau nu la etalonul aur. Printre personalităţile care iau parte la discuţii se amintesc ca specialişti în materie: economistul Jacques Rueff, membru al Academiei Franceze, economistul american Robert Triffin de la Universitatea din Yale, englezul R. F. Harrod, care a consacrat problemelor monetare mii de pagini din 1950 încoace; urmează apoi economistul vest-german L. Klein, specialiştii americani J. M. Kreps şi C. E. Ferugson, suedezul A. Lindlech şi alţii. Pe lîngă aceştia trebuie amintite personalităţile cu funcţii oficiale ca: William C. Martin, preşedintele Băncii federale de rezerve al S.U.A., Gardner Ackley, preşedintele Consiliului consilierilor economici ai preşedintelui Statelor Unite, la care se adaugă miniştrii de finanţe din diferite ţări interesate şi chiar conducătorii de state.

În cursul anului 1966, experţii statelor occidentale s-au întrunit în numeroase conferinţe şi au discutat asupra măsurilor ce trebuie adoptate cu privire la actualul sistem al relaţiilor monetare interoccidentale şi la eventuala reformă a sistemului Gold Exchange Standard.

În acest conflict există două extreme : una este reprezentată de S.U.A. și Anglia, ale căror monede joacă un rol important în sistemul actual, pe care încearcă să-l mențină neschimbat, iar alta este reprezentată de Franța, căreia i s-au alăturat partenerii săi din Piața Comună, care pretind revenirea la un sistem bazat, în principal, pe aur și propun reforma structurii și modului de funcționare a F.M.I.

Printre reuniunile care s-au ocupat de această problemă sînt de menționat acelea ce au avut loc la Chequers apoi la Londra între 21 și 27 ianuarie 1966 („marea săptămînă monetară") ; reuniunea de la Haga, din luna iunie 1966, a „clubului celor zece" (S.U.A., Marea Britanie, R.F.G., Belgia, Olanda, Italia, Franța, Canada, Suedia, Japonia) și reuniunea miniștrilor de finanțe ai țărilor Pieței Comune ținută la Luxemburg în septembrie 1966 și altele.

Între țările occidentale există serioase divergențe cu privire la actualul sistem monetar internațional și discuțiile din cursul anului 1966 nu au adus o clarificare în disputa aur—dolar.

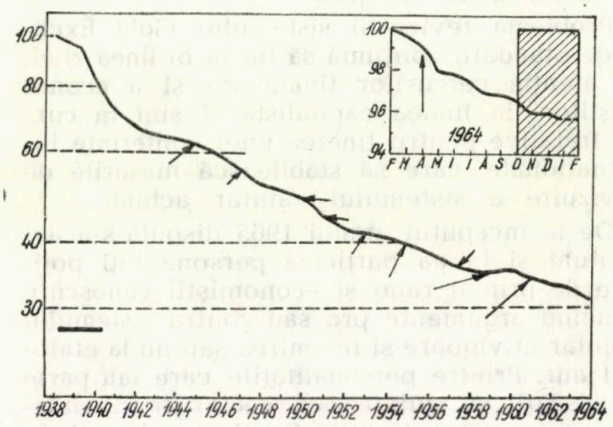


Fig. 3. Scăderea valorii lirei sterline cu începere din anul 1938. În anul 1964, lira reprezintă 31% din valoarea sa din 1938.

În timp ce discuția asupra sistemului Gold Exchange Standard continuă și se intensifică, situația aproape a tuturor monedelor lumii capitaliste s-a înrăutățit în mod considerabil în ultimii 4—5 ani și în prezent nu se întrevede nici un semn de ameliorare. În perioada 1962—1965, finanțele lumii capitaliste au fost marcate de 45 devalorizări în ansamblul unui grup de 16 țări ; numai Brazilia și Chile au efectuat 23 de devalorizări.

Această slăbire a monedelor naționale a influențat puternic mai ales în ultimul an și cele două monede privilegiate ale sistemului Gold Exchange Standard : lira sterlină și dolarul. Scăderea valorii lirei sterline, care a fost aproape continuă, a culminat prin ultima devalorizare a ei la data de 18 noiembrie 1967. Fenomenul este oglindit în graficul din figura 3.

Experții financiari subliniază totodată slăbirea în mod considerabil a dolarului, apreciind că valoarea actuală a acestuia ar reprezenta numai 42% față de valoarea sa din perioada antebelică.

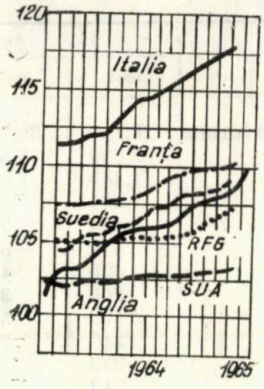


Fig. 4. Inflația în țările capitaliste în 12 luni din anii 1964—1965 (Il. Giorno).

În același timp se face tot mai simțită inflația așa cum se reflectă din graficele din figurile 4 și 5 redate după ziarele Il Giorno și New York Herald Tribune.

Într-unul din grafice este arătată evoluția prețurilor în principalele state capitaliste, în anii 1964 și 1965 ; în celălalt grafic, evoluția prețurilor este redată pentru deceniul 1955—1965. Este de remarcat tendința generală de creștere continuă a prețurilor.

Situația se reflectă la bursele din New-York, Paris și Londra prin scăderi importante ale cursului acțiunilor negociate. La începutul lunii

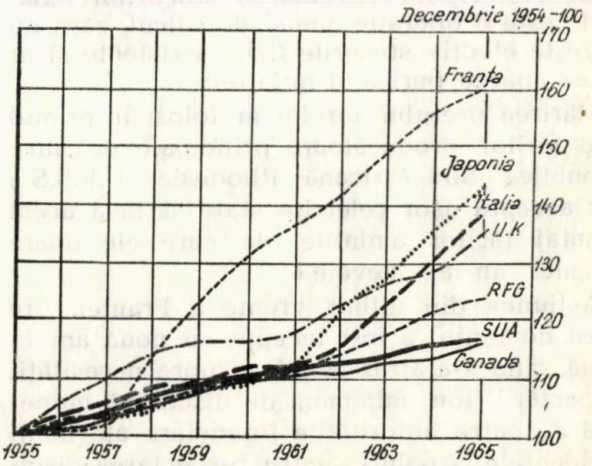


Fig. 5. Creșterea prețurilor. Scumpirea costului vieții în șapte țări occidentale.

iunie 1965, indicele Dow-Jones al cursului acțiunilor la bursa din New-York a atins cel mai scăzut nivel, așa cum se vede din graficul din figura 6.

În același timp, balanța internațională de plăți se menține accentuat deficitară în principalele țări capitaliste : Statele Unite și Anglia.

Nesiguranța semnalată prin fenomenele enumerate succint în cele expuse are ca efect o luptă acerbă pentru dobîndirea de aur în can-

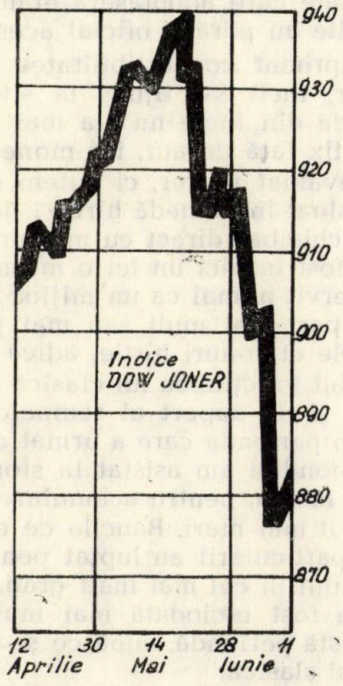


Fig. 6. Bursa din New York. La începutul lunii iunie, indicele cursului acțiunilor a atins cel mai scăzut nivel din anul 1965.

tități cît mai mari. În presa zilnică mondială se întîlnesc titluri care dovedesc goana după aur în care s-au angajat cele mai importante state capitaliste. (În ultima perioadă de timp se observă o scurgere a aurului din S.U.A. spre Europa).

Aurul este căutat și cerut cu febrilitate și prețul lui are tendința de urcare.

Astfel, presa a relatat că la 24 iulie 1965, în numai cîteva ore, cursul lingoului de aur a crescut la bursa din Paris de la 5 570 la 5 580 de franci. Dacă în mod obișnuit s-au vîndut zilnic, la bursă 700—750 de lingouri de aur de cîte 1 kg, acum volumul operațiilor s-a ridicat la 1 500 lingouri.

De asemena, pe piața Londrei, prețul aurului prezintă o puternică tendință de urcare. În săptămîna care a urmat după ultima devalorizare a lirei sterline (18.XI.1967) s-a declanșat o puternică febră a aurului la bursele din Londra, Paris și din Elveția ; potrivit informațiilor publicate în presă, în decurs de patru zile, cantitatea de aur negociată numai la bursa Londrei a totalizat aproximativ 300 t, iar în unele zile vînzările au depășit 100 t pe zi. În aceste zile, pentru prima dată pe piața londoneză prețul unciei de aur a crescut la 35,22 dolari, fapt care a făcut necesară intervenția organului denumit „Gold-Pool" (organ financiar interoccidental avînd drept scop menținerea cursului aurului la 35 dolari uncia).

Actuala perioadă se caracterizează, pe plan internațional, prin importante deficite în balanțele internaționale ale unor mari state capitaliste, prin tendința accentuată de devalorizare a multor monede naționale, prin scăderi importante ale cursurilor acțiunilor la bursele capitaliste, toate avînd ca efect instaurarea și creșterea nesiguranței în domeniul economico-financiar.

Rezultatul acestei situații este creșterea tendinței de acaparare și tezaurizare a aurului și deci cererea tot mai accentuată a acestui metal și lupta pentru dobîndirea lui.

Situația generală din ultimul deceniu (1956—1966) este ilustrată prin cîteva date globale cantitative asupra producției de aur și a repartiției lui, așa cum se arată în tabela 2.

Tabela 2

SPECIFICAȚII	1956	1966	OBSERVAȚII
a) producția (mil. dolari)	975	1 470	Producția a crescut cu circa 50%
b) rezerve totale mondiale de aur produs (miliarde de dolari)	38	43	Rezervele au crescut numai cu 13%
c) proporția între producție și stocul de aur bănci, (%)	2,5	3,4	Rezultă că mare parte (90 %) din producție se tezaurizează de particulari, în valoare de multe miliarde de dolari
d) distribuția inegală a aurului	SUA dețin 22 miliarde de dolari din totalul de 38 miliarde dolari, deci 58 %	SUA dețin 13,5 miliarde dolari din totalul de 43 miliarde, deci 31 %	Participarea procentuală a SUA s-a redus de la 58 % în 1956 la 31% în 1966 deci distribuția aurului s-a îmbunătățit

La baza întregii dezvoltări economico-financiare a sistemului capitalist găsim rolul aurului. Perturbările care apar — indiferent din ce cauze — și care privesc modul de repartiție, de circulație sau de utilizare a acestui metal influențează adînc sistemul economic capitalist.

★

În situația de astăzi, a coexistenței celor două sisteme economice, aurul este singurul mijloc de plată, recunoscut și acceptat în schimburile internaționale și el n-a putut să fie înlocuit prin alt mijloc mai practic sau de o valoare egală în materie de compensații și de excedente.

În prezent, plăți în aur nu se mai fac, diferențele balanțelor comerciale acoperindu-se cu credite și nu cu transfer de aur, totuși sînt cunoscute și situații cînd unele state au solicitat acoperirea livrărilor de mărfuri în aur.

Deși stabilitatea banilor din sistemul economic socialist este asigurată nu numai prin rezerva de aur, ci în primul rînd prin cantitatea de mărfuri aflată în depozitele statului și pusă în comerț la prețuri fixe, stabilite pe bază de plan, totuși nu trebuie uitat faptul că și în acest sistem, pînă la construirea deplină a societății comuniste, aurul va păstra în continuare locul pe care-l ocupă în viața economică a țărilor socialiste și aceasta datorită relațiilor marfă—bani.

În socialism nu sînt create premisele obiective care să facă inutile relațile marfă—bani. Datorită neomogenității sociale a muncii nu se poate ține o evidență nemijlocită a cheltuielilor direct în cantități ale timpului de muncă. Această lipsă de omogenitate manifestîndu-se prin existența unor deosebiri de munci, în condițiile în care acționează principiul retribuirii după cantitate și calitate a muncii, impune folosirea unui indicator unic al muncii, care îmbracă forma salariului. Consumul de muncă se apreciază după rezultate prin comparația produselor muncii adică, nu direct în unități de muncă, ci indirect, prin relațiile bani—marfă.

În relațiile externe, în prezent, țările socialiste întăresc relațile marfă-bani, ridicînd puterea de cumpărare a valutelor lor. În Uniunea Sovietică, prin măsurile de întărire a rublei sporirea conținutului ei în aur și ridicarea cursului rublei față de valutele statelor capitaliste, s-a consolidat cursul acestei monede față de monedele cheie occidentale (dolar și liră). În 1961, conținutul rublei a fost ridicat la 0,987 412 g aur fin, stabilindu-se astfel paritatea : 1 dolar S.U.A. = 0,9 ruble și 1 liră sterlină = 2,52 ruble.

Rezerva de aur a unui stat, indiferent de sistemul din care face parte, este o rezervă de bani mondiali, necesari pentru menținerea cursului valutei proprii și asigurarea decontării cu străinătatea.

În măsura în care se lărgesc relațiile economice cu străinătatea, se impune o întărire a puterii aurului prin sporirea rezervelor existente.

CONCLUZII

Rolul pe care l-a avut aurul în decursul timpului a fost înfățișat în mod succint. Importanța acestui rol a fost și mai este încă exagerată de unii economiști, după cum alții încearcă să dovedească inutilitatea aurului în viața economico-financiară a popoarelor.

Sintetizînd însă cele expuse pînă aci, rezultă.

În urma evenimentelor care au avut loc în lume după încheierea primului război mondial, în ce privește perturbările economice și monetare, care au atins punctul culminant după marea criză economică produsă în 1929, din cele 60 de state care adoptaseră etalonul aur, cele mai multe au părăsit oficial acest etalon.

Deși s-a suprimat convertibilitatea monedei hîrtie în aur, încît s-a ajuns la situația că nici o monedă din lume nu s-a mai găsit într-un raport fix față de aur, iar moneda hîrtie nu s-a mai evaluat în aur, ci putem spune că aurul s-a evaluat în monedă hîrtie ; deși aurul nu s-a mai schimbat direct cu mărfurile, încît el nu a mai fost în nici un fel o măsură a valorilor și a servit numai ca un mijloc pentru a stabili un raport mai mult sau mai puțin fix între diversele etalonuri hîrtie, adică deși aurul și-a pierdut funcțiunea lui clasică de marfă intermediară și de suport al semnelor monetare, totuși în perioada care a urmat după primul război mondial am asistat la sforțări uriașe, în toată lumea, pentru acumularea de aur în cantități cît mai mari. Băncile de emisiune, trezoreriile, particularii au luptat pentru tezaurizarea aurului în cel mai înalt grad. Se pare că aurul n-a fost niciodată mai mult căutat decît în această perioadă, după ce și-a pierdut funcțiunea lui clasică.

În perioada care a urmat după cel de-al doilea război mondial, după o epocă de stabilizare relativă, adusă de punerea în aplicare a convenției de la Bretton Woods și de funcționarea Băncii Reglementelor Internaționale și a F.M.I., ambele realizate în anul 1944, au apărut din nou tulburări în funcționarea sistemului de reglementare a plăților internaționale.

Aceste tulburări s-au agravat și discuțiile pentru modificarea sistemului Gold Exchange Standard, mai sus amintite, sînt astăzi la ordinea zilei.

Fenomenele actuale par a repeta în linii mari pe cele ce s-au produs după primul război mondial. Astfel, acum ca și atunci asistăm la o tendință de devalorizare a monedelor naționale (dolarul, lira sterlină), la o creștere a prețurilor tuturor mărfurilor, la sporirea deficitului balanțelor comerciale în unele țări capitaliste (S.U.A., Anglia) și la o „goană după aur" în care s-au angajat marile state capitaliste.

Acum ca și atunci se țin conferințe între experții economici ai diferitelor state și se pregătesc conferințe economice internaționale ale lumii capitaliste ; acum ca și atunci nesiguranța și neîncrederea apar tot mai accentuate și se manifestă tot mai persistent prin perturbațiile care au loc la bursele de valori, unde se observă o tendință generală de scădere.

Pentru schimbarea acestei situații de nestabilitate și de nesiguranță în domeniul economiei capitaliste, specialiștii burghezi sînt unanim de acord că trebuie schimbat actualul sistem de plăți internaționale.

Asupra modului în care ar trebui făcută schimbarea există multe păreri :

a — menținerea sistemului G.E.S. care să funcționeze pe o bază internațională, ameliorată față de cea actuală ; este un fel de *etalon aur corectat* (R. Triffin) ;

b — restabilirea *etalonului aur pur* cu *sporirea prețului aurului* în toate țările și simultan (Jacques Rueff) ;

c — schimbarea sistemului G.E.S. fără revenire la *etalonul aur pur*, ci la un sistem bazat în afară de aur pe mai multe monede, mai tîrziu chiar pe o monedă superstatală (E. James).

Indiferent care din părerile exprimate mai sus se va impune și va fi acceptată, *aurul va avea un rol predominant și unanim admis.*

Prețul aurului care a rămas neschimbat din anul 1934 pînă astăzi (35 dolari uncia de aur fin) este necesar să fie majorat și se propune dublarea lui, deoarece în aceeași perioadă prețurile în dolari ale tuturor celorlalte mărfuri au crescut mai mult de trei ori.

În această dispută, rolul aurului este de prim ordin și lupta se duce pentru acapararea lui în cantități cît mai mari, atît de statele capitaliste cît și de particulari, dată fiind nesiguranța economică și financiară ; în plus se cere tot mai insistent majorarea prețului acestui metal.

Pînă acum, metalul nobil reprezintă în mintea oamenilor forma cea mai sigură pentru păstrarea bunurilor dobîndite. Teama de necunoscut și dorința de cît mai mare siguranță au determinat puternica mișcare de tezaurizare, care s-a manifestat în perioadele de nestabilitate următoare primului și celui de-al doilea război mondial.

Aurul este încă astăzi, deși și-a modificat poziția pe care a avut-o în trecut, un mijloc valoros util colaborării internaționale și va continua să aibă mult timp un rol considerabil.

Evident că în această situație, cînd guvernele, conducătorii tuturor statelor, întreprinderile capitaliste și simplii particulari fac eforturi mari pentru a dobîndi cît mai mult aur, exploatările producătoare de aur au o situație excepțională și sînt stimulate la maximum.

Raportul anual al fondului monetar internațional arată însă că producția totală de aur a lumii capitaliste a fost în anul 1964 de circa 1 130 t de aur, valorînd aproximativ 1,4 miliarde dolari (Republica Sud-Africană deține 73% din această producție), în timp ce în 1940, extracția aurului în țările capitaliste a fost de circa 1,27 miliarde dolari. În această perioadă deci, producția aproape că nu a crescut și aceasta se datorează prețului „înghețat" al aurului care a făcut ca acest produs să fie considerat nerentabil pentru producători.

Exploziile nucleare în slujba mineritului

Ing. R. GAUBE

În ultimii ani, utilizarea exploziilor nucleare în minerit preocupă din ce în ce mai mult pe specialiștii minieri din diferite țări (S.U.A. Franța, Republica Sud Africană etc.) datorită perspectivelor pe care le oferă de a pune în valoare zăcăminte neexploatabile economic în prezent sau de a exploata zăcămintele cu metode cu o eficiență economică mult sporită.

Pornind de la cunoștințele furnizate de exploziile nucleare subterane efectuate în Nevada și în Sahara și de la primele trei explozii nucleare subterane experimentale cu aplicații practice efectuate în S.U.A., sînt în curs de elaborare numeroase proiecte pentru utilizarea energiei nucleare în minerit.

Tehnica utilizării exploziilor nucleare în scopuri pașnice, în cazul nostru în minerit, fiind relativ nouă și încă în fază de căutare, fundamentare și adaptare, ne propunem să prezentăm principiile de bază care o caracterizează, posibilitățile care se întrevăd de aplicare în general în minerit pentru etapa actuală și eventualitatea aplicării la cîteva zăcăminte din țara noastră.

CONSIDERAȚII GENERALE

Este știut că o explozie nucleară este însoțită de efecte mecanice, calorice și de luminozitate și este urmată de puternice radiații. Problema radiațiilor nefiind pe deplin stăpînită și prezentînd, în general, pericole importante, atenția se concentrează în prezent pentru găsirea căilor de utilizarea exploziilor nucleare exclusiv în subteran, pentru a se împiedica răspîndirea radiațiilor și contaminarea suprafeței.

Pe baza exploziilor nucleare subterane efectuate pînă în prezent, mecanismul exploziei este cunoscut acceptîndu-se astfel că în prima fază după inițiere explozivul nuclear dă naștere la o plasmă cu degajare enormă de energie. Energia eliberată se transformă într-o undă de șoc, care într-o succesiune foarte rapidă, vaporizează, împinge, comprimă, sfărîmă și fracturează rocile în care s-a produs explozia și se continuă cu o undă de șoc elastică și o undă seismică.

Unda de șoc provacă un gol umplut de gaze, gol care se dilată pînă cînd presiunea internă a gazelor se echilibrează cu presiunea litostatică. În cazul în care presiunea internă a gazelor este superioară presiunii litostatice care i se opune, explozia răbufnește pînă la suprafața solului, provocînd un caracter. În ipoteza în care ne plasăm, efectul exploziei fiind calculat pentru a nu răbufni pînă la suprafață, în jurul punctului unde s-a produs explozia se formează o cavitate sferică, în care încep să se prăbușească rocile înconjurătoare, formîndu-se un fel de horn.

În figura 1 se pot urmări fazele succesive ale unei explozii nucleare subterane. Unda de șoc și unda termică provoacă, în prima fază hidrodinamică o cavitate (fig. 1 **a**) de formă sferică înconjurată de roci topite și de o zonă de roci fisurate și sfărîmate, cavitate în continuă dilatare pînă cînd presiunea gazelor nu mai poate depăși presiunea litostatică, realizîndu-se așa-numita „cavitate inițială" (fig. 1 **b**). Urmează faza de început a prăbușirii rocilor (fig. 1 **c**) în cavitatea formată, prăbușire care se continuă pînă la umplerea totală a golului provocat de explozie și care dă naștere la un horn. Acest horn are la partea sa inferioară o zonă de lave provenite din topirea rocilor și este înconjurat succesiv de o zonă de roci sfărîmate și o zonă cu roci fisurate (fig. 1 **d**).

În funcție de caracteristicele rocilor în care s-a produs explozia, prăbușirea rocilor în cavitatea inițială și formarea hornului, se produce de la cîteva minute pînă la cîteva ore de la explozie, excepîndu-se sarea, caz în care cavitatea formată rămîne aproape intactă, de formă sferică.

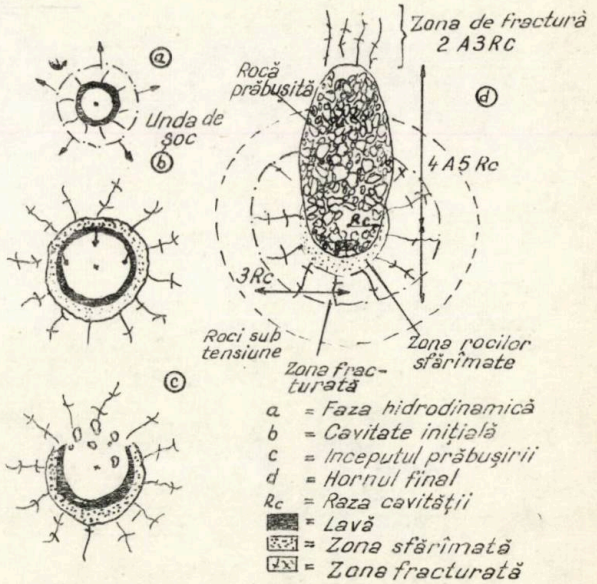


Fig. 1. Faza de formare a cavității și hornului.

Porozitatea masei de roci prăbușite în cavitate, masă care umple hornul, este mult mai ridicată ca porozitatea inițială, iar pe o zonă întinsă în jurul hornului roca este sfărîmată și fisurată, fapt care poate fi utilizat cu efecte pozitive în exploatare, mai ales în cazul exploatării prin levigare.

Dimensiunile rocilor prăbușite în horn depind, atît de duritatea inițială, cît și de rețeaua de diaclaze naturală.

Blocurile prăbușite în cavitate sînt puternic fisurate de unda de șoc a exploziei și sub efectul tensiunii reziduale, continuă să se sfărîme în bucăți cu dimensiuni relativ reduse. Din exploziile experimentale efectuate în granit, bazalt și tuf, rezultă că 30 pînă la 40% din elementele de umplere a hornului au dimensiuni sub 20 cm și 50 pînă la 90% din volumul total de roci prăbușite în horn au dimensiuni sub 150 cm. În figura 2 sînt redate curbele granulometrice pentru rocile prăbușite în hornurile provocate prin explozii nucleare în bazalt și granit.

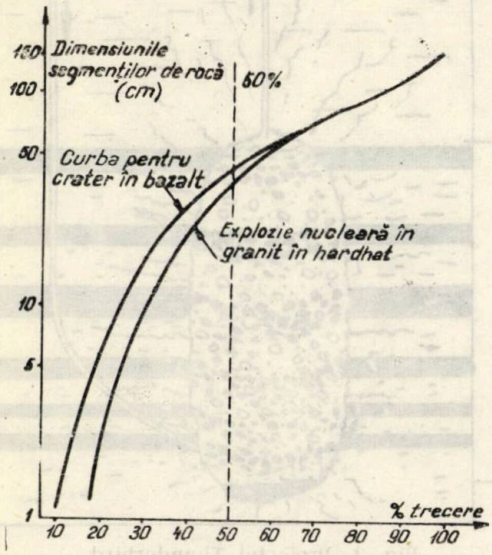


Fig. 2. Dimensiunile fragmentelor de rocă prăbușite și proiectate.

Experimental s-au determinat formulele pentru calculul razei cavității produse (I) și a înălțimii hornului (II), care se exprimă astfel:

$$R_c = K \frac{W^{1/3}}{(d \cdot H)^{1/4}} \qquad (I)$$

și:

$$H_h = \frac{4}{3} R_c \frac{1-p}{p} \qquad (II)$$

în care:

H este adîncimea la care s-a produs explozia, m;
W — puterea exploziei, kt;
R_c — raza cavității, m;
H_h — înălțimea hornului;
K — constantă în funcție de rocă (66 pentru aluviuni, 78 pentru tuf și 60 pentru granit);
d — densitatea rocilor;
p — porozitate.

În figura 1 **d** sînt indicate razele de extindere pentru cavitatea inițială $R_c$cît și pentru rocile sfărîmate 1,4 R_c și pentru cele fracturate-fisurate (circa 3 R_c). Zona rocilor sfărîmate este constituită, în general, din grăunțe mărunte, avînd o porozitate superioară porozității inițiale, după cum a rezultat din exploziile nucleare efectuate în roci dure (ex. granit) zona rocilor fracturate-fisurate are o arie de extindere mult mai mare, întinzîndu-se pe 2,5 pînă la 3,5 R_c după o formă aproximativ sferică, ușor turtită în plan vertical.

DATE PRIVIND TEMPERATURA, RADIOACTIVITATEA ȘI SECURITATEA LUCRĂRILOR

Din energia termică totală degajată de explozia nucleară, circa 90% rămîne în roca din zona exploziei. Pe măsura prăbușirii rocilor în cavitatea inițială și formarea hornului tempartura gazului care umple golurile dintre roci se uniformizează, reducîndu-se după cîteva luni la 70—80°C, în schimb în rocile transformate în lavă la circa 5—6 luni după explozie temparatura se situează încă la circa 600°C. Infiltrațiile de ape subterane naturale, injecțiile de apă prin sonde, cît și stabilirea unor curenți de aer, pot duce la scăderea temperaturii gazelor și rocilor într-un ritm accelerat.

În afara temperaturii, un alt factor care trebuie luat în considerare este radioactivitatea, cunoscînd că în cazul unei explozii nucleare, ca urmare a unei reacții de fisiune, se eliberează produse radioactive de fisiune, iar în cazul unei reacții de fusiune se eliberează cantități importante de tritiu (perioadă 12 ani), produse care sînt foarte periculoase. În cazul tritiului, pericolul este agravat și de capacitatea acestuia de a se substitui atomului de hidrogen din apă, atît în faza gazoasă (vapori) cît și în faza lichidă (apă). Am arătat mai sus că în cazul unei reacții de fisiune se eliberează o serie de produși de fisiune, dintre aceștia principalii sînt Kr_{85}, Cs_{137} și Sr_{90}, care au o perioadă de eliminare variind între 10 și 30 de ani, produși care emit radiații β, iar în cazul Cs_{137} și radiații γ. Trebuie evidențiat și pericolul creat de radioelementele de activare, care se produc ca urmare a bombardamentului de către fluxul de neutroni degajați de explozie. Aceste radioelemente de activare au o perioadă relativ scurtă de existență, exceptînd carbonul.

Caracteristicile produselor de activare

Radioelementul	Starea	Perioada
Na_{24}	solidă	15 ore
Fe_{59}	solidă	45 zile
A_{37}	gazoasă	35 zile
Co_{60}	solidă	5,2 ani
C_{14}	solidă	5600 ani

In cazul unei explozii nucleare închise (care nu străbate pînă la suprafață) 90% din produsele radioactive de fisiune rămîn cantonate la baza cavității, în roca transformată în lavă, iar elementele radioactive gazoase sînt dispersate în golurile din horn și în fisurile din rocă, elementele de radioactivare dispunîndu-se în general în același mod.

Pentru evacuarea elementelor radioactive gazoase, în exploziile experimentale efectuate, s-au utilizat foraje care au permis să se curețe hornul.

Flementele solide radioactive (Sr_{90}, Cs_{137} I_{131}) sînt antrenate de apă, astfel că radioactivitatea scade repede. atît datorită diluării prin îndepărtarea de către apă a unei părți de radioelemente, cît și scăderii proprii a radioactivității, difuziei și dispersării, fenomen care are loc și în cazul concentrațiilor de tritiu.

INFLUENȚA UNDEI SEISMICE

Un alt factor care trebuie luat în considerare este unda seismică provocată de explozia nucleară, undă care poate duce la pagube importante la construcțiile de la suprafață, fapt care a determinat pe cercetători să-i acorde o importanță deosebită în calculele, studiile și proiectele pe care le elaborează.

Pe bază experimentală s-a determinat că mișcările produse de explozie sînt funcție de frecvența, orientarea și amplitudinea undelor care determină mișcarea seismică. În general, pagubele sînt raportate la viteza materială v transmisă structurii considerate de către

unda seismică, observîndu-se că la locuințe apar fisuri numai la valori ale lui $V \geqslant 10$ cm/s, ceea ce în cazul unei explozii de 10 Kt în roci dure duce la o rază de influență de circa 2 km, în timp ce pentru construcțiile industriale în același caz, raza de influență este considerată numai de 1 km.

Pe baza încercărilor efectuate s-a constatat că este posibil să se izoleze construcțiile de sol, astfel ca ele să poată suporta viteze materiale mult mai ridicate. Totuși, rezumarea numai la o rază de protecție, de influență rezultată din calcul (1—2 km), poate duce, în unele cazuri, la pagube importante, cunoscînd că s-au produs efecte puternice la zeci de kilometri datorită undelor de joasă frecvență, cît și datorită undelor reflectate, absorbțiilor sau focalizărilor locale în diferite zone, în funcție de rocile străbătute de undele seismice.

POSIBILITĂȚI DE APLICARE ALE EXPLOZIILOR NUCLEARE ÎN MINERIT

Cunoscut fiind mecanismul desfășurării și efectele unei explozii nucleare în subteran, tehnica minieră își propune să utilizeze pentru lucrări de exploatare minieră, anumite efecte ale exploziilor nucleare și anume efectul mecanic pentru derocarea în masă și pentru exploatarea prin levigare și efectul caloric combinat cu efectul mecanic pentru gazeificarea combustibililor solizi, sau concentrarea prin evaporare a țițeiului aflat în porii șisturilor bituminoase (expemlu proiectul Branco preconizat a fi aplicat îl anul 1968).

Ultimele încercări practice au dus la realizarea unor depozite subterane uriașe (pentru țiței și gaze) prin crearea de cavități cu ajutorul unor explozii nucleare. Exploziile efectuate la Rainier și Hardhat (S.U.A.) în tuf și respectiv granit au permis recuperarea unor importante cantități de rocă din hornurile formate. Trei proiecte (Gasbauggy, Dragon și Rulison) americane prevăd stimularea zăcămintelor de petrol și gaze, respectiv ridicarea presiunii de zăcămînt prin intermediul exploziilor nucleare, iar alte numeroase proiecte prevăd fisurarea unor zăcăminte mari cuprifere și uranifere sărace și exploatarea lor prin levigare.

Progresele rapide înregistrate la fabricarea din cărbune a benzinei sintetice și a gazului metan, la un preț de cost scăzut, asociate cu utilizarea energiei nucleare, stau la baza proiectului Thunderbird. Acest proiect prevede exploatarea prin gazeificare a unui zăcămînt uriaș de cărbune (circa 20 miliarde tone) din statul Wyoming (S.U.A.).

Zăcămîntul cuprinde cinci strate de grosime mare, dispuse între 300 și 700 m adîncime pe o suprafață de circa 100 mile pătrate și reprezintă un bloc de energie echivalînd cu de două ori valoarea unităților termice britanice și cu a întregii cantități de rezerve de petrol cunoscute azi pe teritoriul S.U.A.

Pînă la adîncimea de 700 m care s-a luat în considerare, grosimea utilului variază între 18 și 30% din total. Se preconizează crearea unui horn nuclear, care ar forma un imens cuptor subteran, prin explozia unui dispozitiv nuclear de 50 kt la baza formației productive (fig. 3).

Calculele arată că o singură explozie nucleară ar duce la:

— formarea unui horn în roca sterilă cu o rază de aproximativ 40 m și o înălțime de 200 m în care s-ar surpa și aprinde stratele de cărbune;

— formarea de fracturi și fisuri în extinderea hornului pe o rază de circa 100 m;

— aprinderea a 500 000 t cărbune;

— un aport suplimentar de produse de ardere rezultate din aprinderea rezervelor de cărbune din zona de influență (zona adiacentă fracturată și fisurată).

Aprinderea cărbunelui sfărîmat, cît și a celui fisurat, și injectarea controlată a oxigenului printr-un puț, va permite producerea unui gaz cu putere calorică mică și produse asociate, care se vor colecta prin alt puț.

Prin realizarea proiectului Thunderbird se preconizează ca din 20 miliarde tone cărbune să se obțină prin gazeificare și prelucrarea ulterioară circa 60 bilioane barile de hidrocarburi lichide sau carburanți sintetici.

Pe baza încercărilor efectuate pînă în prezent, la Hardhat în granit și la Rainier în tuf, s-au determinat

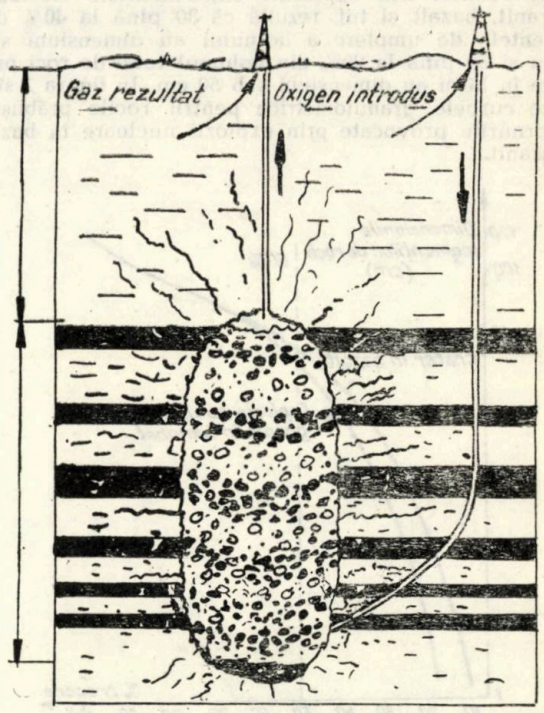


Fig. 3. Proiectul Thunderbird.

curbele pentru cantitățile de roci extrase din horn (fig. 4), cît și faptul că în cazul unei explozii nucleare izolate, cantitatea de roci fracturate este de circa 6 pînă la 10 ori mai mare ca aceea prăbușită în horn (fig. 5). S-a constatat, de asemenea, că în urma efectuării unei singure explozii nucleare, în afara zonei de roci fracturate și fisurate, se află o zonă întinsă de roci sub tensiune.

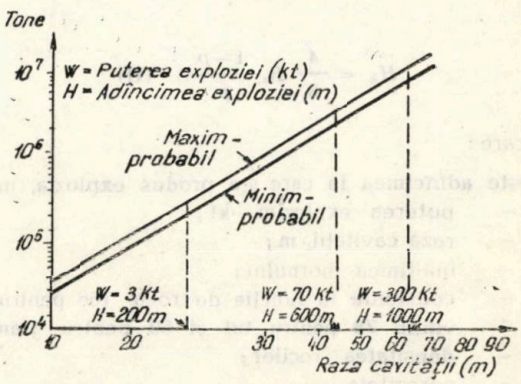


Fig. 4. Diagrama rocilor prăbușite în horn în cazul unei singure explozii nucleare.

Examinîndu-se efectul unor explozi nucleare succesive s-a constatat o mărire considerabilă a cantității de roci recuperabile din zona rocilor fracturate și a acelor aflate sub stare de tensiune, ajungîndu-se la concluzia că pentru explozii de aceeași putere, distanța de 6 pînă la 9 R_e permite crearea unor zone continue de roci fracturate exploatabile în masă. Orientativ, pentru ex-

plozii nucleare de 30 Kt şi o adîncime de 450 m schema de lucru este redată în figura 6.

Într-un studiu făcut de R. E. Smith asupra unui zăcămînt de 120 milioane tone minereu cu un conţinut de 1% Cu, zăcămînt dispus în terenuri calcaroase cu intercalaţii groase şi dure (care îl făceau neex-

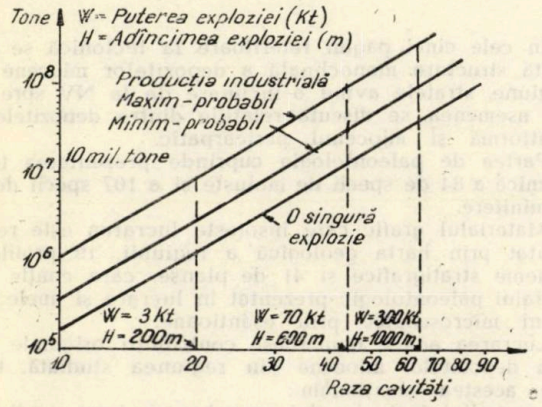


Fig. 5. Diagrama rocilor fracurate în jurul hornului.

ploatabil economic prin metodele clasice miniere), se arată că la un preţ a dispozitivelor nucleare de 10—20 milioane franci se poate realiza un beneficiu de 1,5 miliarde franci.

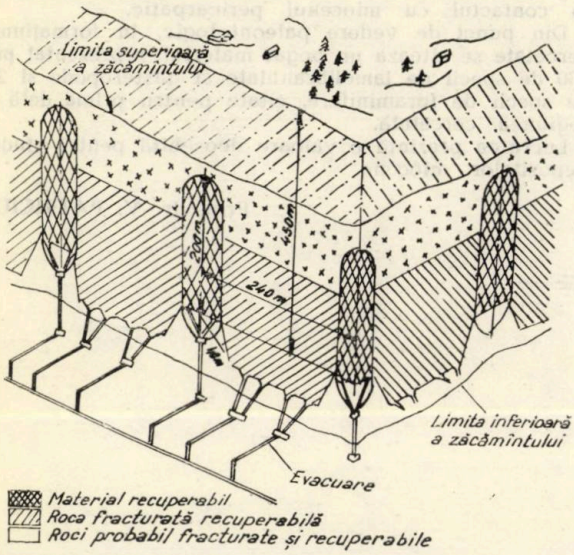


Fig. 6. Schema de exploatare prin prăbuşire pentru explozii nucleare de 30 kt.

Pentru exploatarea prin levigare, toţi cercetătorii sînt de acord că metoda este indicat a se aplica numai la zăcămintele sărace, neexploatabile prin metodele aplicate în prezent de tehnica minieră. Masele de roci care se pot lua în considerare sînt mult mai reduse (circa 1 pînă la 2,5 R_c) ca în cazul exploatării prin prăbuşire, limitîndu-se în general numai la zona de roci puternic sfărîmate şi fracturate, prăbuşite în horn.

Trebuie scos în evidenţă că la exploatarea prin levigare apare dezavantajul pierderii unei părţi din mineralizaţie prin depunerea în zonele limitrofe şi în special dezavantajul asocierii la apele mineralizate a unor elemente radioactive sau a celor de activare, elemente care se asociează la cupru (în cazul exploatării unui zăcămînt cuprifer prin această metodă).

Studiile efectuate de Compania Anaconda şi de Compania American Metals Climax, au arătat că în cazul unui zăcămînt cu un conţinut de 0,5% Cu, exploatarea lui prin levigare cu ajutorul exploziilor nucleare devine rentabilă la rezerve de peste 50 mil. tone. Numeroase proiecte sînt în curs de elaborare, menţionînd că o primă explozie nucleară pentru exploatarea prin levigare este preconizată a se efectua în anul 1968 în baza proiectului Sloop elaborat de Compania Kennecot.

Examinînd exentualele posibilităţi de aplicare a exploziilor nucleare la unele zăcăminte din ţara noastră, apreciem că pot fi luate în considerare stimularea zăcămintelor de petrol şi gaze (respectiv ridicarea presiunei de zăcămînt), exploatarea unor zăcăminte sărace de minereu de cupru (ex. exploatarea cuprului din masivele de banatite din zona Suvorov — Valea Mare de la Moldova Nouă) şi uraniu prin levigare şi exploatarea prin gazeificare a unor zăcăminte de cărbuni tectonizate şi dispuse la adîncime (exemplu o parte zona Cîmpul lui Neag din bazinul carbonifer al Văii Jiului).

Ca aspect general apreciem că este indicată efectuarea unor studii comparative privind cazul exploatării prin explozii nucleare chiar şi a zăcămintelor mari (în special de minereuri) actualmente în exploatare prin metode clasice miniere, sub aspectul măririi eficienţei economice şi a producţiei de metale.

CONCLUZII

În prezent tehnica utilizării exploziilor nucleare în minerit se conturează în special pentru subteran şi anume prin ridicarea presiunii de zăcămînt la petrol şi la gaze, prin derocarea în masă sau prin levigare la minereuri şi gazeificare la cărbuni şi şisturi.

Această tehnică nouă creează premise favorabile exploatării economice a unor zăcăminte cu conţinut redus, creînd totodată posibilitatea introducerii de noi rezerve de minereuri în balanţa rezervelor exploatabile.

Dat fiind specificul unor zăcăminte de la noi din ţară, este oportună efectuarea unor studii preliminare privind posibilităţile de ultilizare a exploziilor nucleare în tehnica minieră de exploatare a acestor zăcăminte.

BIBLIOGRAFIE

[1] Wold J. şi Thomas, C. *Planul Thunderbird* Coal Age, septembrie, 1967.

[2]. Delort, F *Expioitations minières avec des explosions nucleaires souterraines.* Revue de l'industrie minérale, octombrie 1967.

Recenzii

IONESI BICA

STRATIGRAFIA DEPOZITELOR MIOCENE DE PLATFORMĂ DINTRE VALEA SIRETULUI ŞI VALEA MOLDOVEI

Editura Academiei Republicii Socialiste România, Bucureşti, 1968.

Pentru cunoaşterea cît mai amănunţită a Platformei Moldoveneşti, studiul întocmit de Bica Ionesi aduce o contribuţie deosebit de valoroasă.

Prima lucrare românească de geologie a fost întocmită de Gr. Cobălcescu în anul 1862, cînd a apărut „Calcarul de la Răpidea", un studiu al cărui centenar a fost de curînd sărbătorit de Academie.

Lucrarea are un volum de 391 pagini în care este cuprins un bogat material documentar (tabele, planşe, hărţi etc.) asupra stratigrafiei regiunii nord-vestice a platformei dintre Valea Siretului şi Valea Moldovei. Suprafaţa regiunii cercetate se întinde pe 1 800 km².

Studiul începe cu un amplu istoric al cercetărilor efectuate şi continuă cu o analiză amănunţită a stratigrafiei regiunii.

Din punct de vedere stratigrafic, prezintă un interes deosebit formaţiunile dintre Valea Siretului şi Valea Moldovei, începînd cu tortonianul superior, buglovianul, volhinianul şi besarabianul inferior. În cadrul fiecăreia dintre aceste formaţiuni, se descrie succesiunea litologică a sedimentelor şi se analizează conţinutul lor macro- şi microfaunistce. Pe baza asociaţiilor macro- şi microfaunistice, se fac orizontări amănunţite, paralelizări cu alte regiuni din ţară şi din ţările învecinate, precum şi unele consideraţii asupra condiţiilor de sedimentare şi paleoecologice.

În cele cinci pagini referitoare la tectonică se prezintă structura monoclinală a depozitelor miocene din regiune, stratele avînd o înclinare de la NV spre SE. De asemenea, se discută relaţiile dintre depozitele de platformă şi miocenul pericarpatic.

Partea de paleontologie cuprinde prezentarea taxonomică a 84 de specii de moluşte şi a 107 specii de foraminifere.

Materialul grafic care însoţeşte lucrarea este reprezentat prin harta geologică a regiunii, 19 profile şi scheme stratigrafice şi 41 de planşe, care conţin materialul paleontologic prezentat în lucrare şi unele secţiuni microscopice prin eşantioane.

Lucrarea aduce numeroase contribuţii originale asupra depozitelor miocene din regiunea studiată. Printre acestea menţionăm:

— studiul tortonianului superior pe baza conţinutului microfaunistic;

— punerea în evidenţă a buclovianului pe baza conţinutului macro- şi microfaunistic;

— stabilirea limitei buglovian-volhinian;

— întocmirea coloanei litologice a depozitelor volhiniene şi besarabiene şi orizontarea lor pe criterii macro- şi microfaunistice;

— precizări asupra vîrstei depozitelor volhiniene de la contactul cu miocenul pericarpatic.

Din punct de vedere paleontologic, în formaţiunile cercetate se citează un bogat material, reprezentat prin 130 de specii de lamelibranhiate şi gasteropode şi 270 de specii de foraminifere, citate pentru prima dată în regiunea cercetată.

Lucrarea prezintă o valoare deosebită pentru studiul depozitelor miocene.

Prof. dr. **V. PATRICIU**

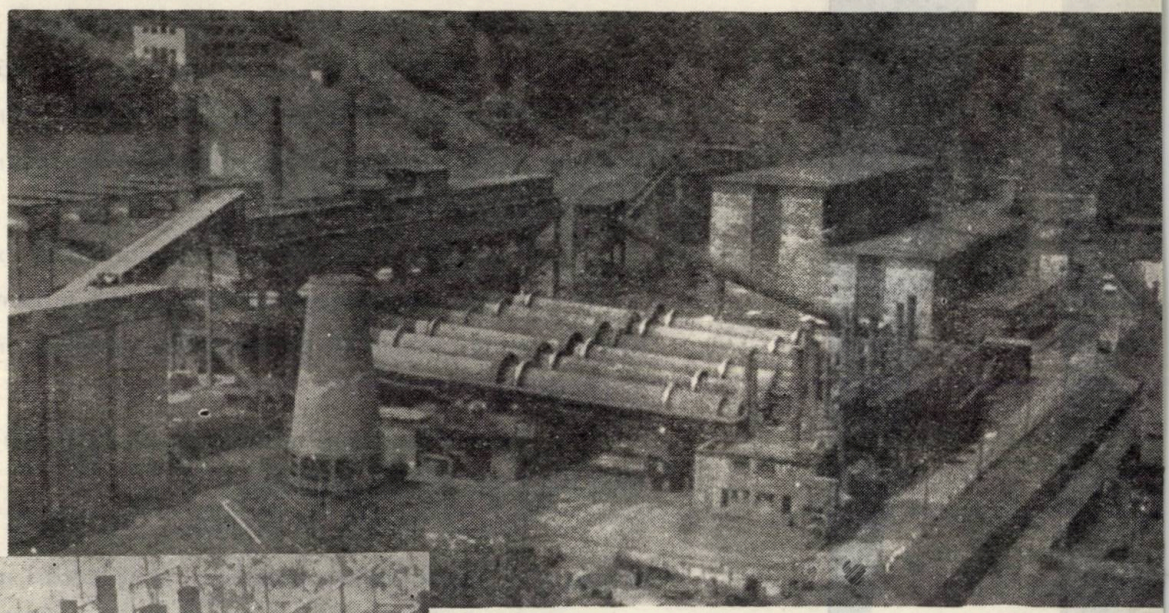
REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia: Bucureşti, Calea Victoriei nr. 109, sectorul I, telefon 15.15.40. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I. P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25, Bucureşti, c. 5510

Taxele poştale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1967.

43413

MINISTERUL MINELOR

CENTRUL INTREPRINDEREA MINIERĂ HUNEDOARA



MINISTERUL MINELOR

DIRECȚIA GENERALĂ DE PROSPECȚIUNI ȘI EXPLORĂRI MINIERE

Întreprinderea de prospecțiuni și laboratoare I.P.L. București B-dul N. Titulescu nr. 85-87

— Execută lucrări de cercetări geologice (prospecțiuni geologice, geofizice și geochimice) pentru descoperirea zăcămintelor de minereuri auro-argentifere, neferoase, de fier, sare și nemetalifere, cărbuni etc., precum și pentru majorarea volumului de rezerve ale zăcămintelor în extinderea actualelor exploatări.

— Execută studii geologice de sinteză și expertize geologice.

— Contractează separat lucrări de măsurători geofizice, analize chimice, mineralogice și spectrografice, studii hidrogeologice, ridicări topo și triangulații.

— Execută asistență geologică pe bază de contracte cu beneficiarii executanți de lucrări geologice.

— Execută lucrări de explorare prin foraje de adîncime medie geologice și hidrogeologice), precum și prin lucrări miniere de suprafață și în subteran (șanțuri, puțuri, galerii, suitori și lucrări speciale).

Execută lucrări de construcții miniere, pe baza proiectelor puse la dispoziție de beneficiari.

— Activitatea întreprinderii **se extinde în toate regiunile țării și în străinătate,** pe bază de convenții sau contracte încheiate cu părțile interesate.

Pentru realizarea obiectivelor urmărite, întreprinderea este dotată cu laboratoare de analize chimice, mineralogice, spectrografice și constante fizice, sectoare de prospecțiuni geologice, geofizice (carotaj electric și radioactiv, măsurători de deviație, cavernometrie, termometrie, electrometrie și magnetism), geochimie, hidrogeologie, topografie și cartografie, precum și utilajele necesare executării lucrărilor de explorare.

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIX Nr. 7 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Жеоржеску, Д. и Савин, Ф. *Сравнительные элементы к вопросу измерения активных давлений.*

Представлены гипотезы относительно определения усилия и реальных деформаций по контуру горных выработок круглого профиля. В дальнейшем описываются аппараты разных конструкций, используемых для определения активных и пассивных давлений.

Попеску, Г. и Пэскулеску, М. *Измерение электроэнергетических параметров на газовых шахтах.*

Приводится несколько способов измерений тока, напряжения и мощности на газовых шахтах, с использованием самодовлеющих предохранителей.

Сынджеорзан, В., Штеф, К. и Матака, Э. *Исследования касающиеся органов резания очистных комбайнов применяемых при разработке месторождения бассейна Мотру в целях увеличения их эффективности.*

На основании некоторых испытаний и измерений предлагаются, для определенных условий работы, определенные типы резцов, улучшенных в сравнении с резцами используемыми до настоящего времени.

Диакону, И. *Проектирование прудов-отстойников для промышленых вод, отводимых из обогатительных фабрик цветных металлов.*

Автор дает обзор достижений по вопросу проектирования и устройства прудов-отстойников.

Лэзэреску, И. *и* Бейничану, К. *Роль золота и его эволуция в области экономики* (II)

РЕЦЕНЗИИ

INHALT

Georgescu, D. und Savin, F. *Vergleichsfaktoren, die sich auf das Messprinzip des aktiven Druckes beziehen.*

Es werden Voraussetzungen hinsichtlich der Bestimmung von radialen Spannungen und Verzerrungen am Umriss der Bergbauarbeiten mit kreisförmigen Profil dargelegt. Ferner werden verschiedene Geräte, welche zur Bestimmung des aktiven und passiven Druckes verwedet werden, beschrieben.

Popescu, Gh. und Păsculescu, M. *Messung der elektro-energetischen Parameter in Schlagwettergruben.*

Es werden einige Messverfahren des Stromes, der Spannung und der Leistung in Schlagwettergruben dargelegt, dabei werden eigensichere Stromkreise verwendet.

Singeorzan, V. Stef, C. und Mataca, E. *Untersuchungen hinsichtlich der Schneideorgane der Schrämlader, die in den Lagerstätten des Motrubeckens eingesetzt sind, zwecks Erhöhung ihres Wirkungsgrades.*

Auf Grund von Versuchen und Messungen werden für gewisse Arbeitsbedingungen gewisse Meisseltypen, die gegenüber den bis nun gebrauchten, verbessert sind, vorgeschlagen

---

Diaconu, I. *Planung der Klärteiche für Betriebswasser, die aus den Aufbereitungsanlagen für nichteisenhaltige Erze abgeführt werden.*

Der Verfasser bringt eine Uebersicht der Realisierungen auf dem Gebiete der Planung und Ausführung von Klärteichen.

Lăzărescu, I. und Beiniceanu, C. *Die Rolle des Goldes und seine wirtschaftliche Entwicklung (II).*

REZENSIONEN

SOMMAIRE

Georgescu, D. et Savin, F. *Eléments comparatifs relatifs au principe du mesurage des pressions actives.*

Sont présentées les hypothèses pour la détermination des efforts et des déformations radiales au contour des travaux miniers à section circulaire. Par la suite, on donne la description des différents appareils employés aux mesurages des pressions actives et passives.

Popescu, Gh. et Păsculescu, M. *Le mesurage des paramètres électroénergétiques dans les mines grisouteuses.*

Est présentée une méthode de mesure de l'intensité, de la tension et de la puissance dans les mines grisouteuses, par l'emploi des circuits à sûreté intrinsèque.

Sîngeorzan, V., Ştef, C. Mataca, E. *Recherches concernant les outils de coupe des haveuses — chargeuses utilisées dans le bassin de Motru, poursuivant l'accroissement de leur efficience.*

Eu vertu des recherches et des mesurages effectuées, on avance des propositions quant aux conditions de fonctionnement et pour l'emploi de différents types d'outils de coupe améliorés par rappor à ceux utilisés jusqu'à présent.

Diaconu I. *L'élaboration des projets pour les étangs servant à la clarification des eaux résiduaires. évacuées des laveries pour le traitement des minerais non ferreux*

L'auteur passe en revue les réalisations en matière d'élaboration des projets et de construction des étangs pour la clarification des eaux résiduaires

---

Lăzărescu, I. et Beiniceanu, C. *Le rôle de l'or et son évolution dans l'économié (II).*

COMPTES-RENDUS

CONTENTS

Georgescu, D. and Savin, F. *Component elements of the fundamental principle in measuring active underground stresses.*

The paper presents assumptions regarding the determination of radial stresses and strains on the contour of circular underground excavations. Further, the paper describes various types of apparatus to measure active and passive stresses.

Popescu, Gh. and Păsculescu, M. *Measurement of electroenergetic parameters in gassy mines.*

The paper presents a few methods of measuring current, voltage and power in gassy mines, using intrinsic sofety circuits.

Sîngiorzan, V., Ştef, C. and Mataca, E. *Research regarding the picks of cutter-loaders used in lignite seams of the Motru district, in view of increasing their efficiency.*

Based on trials and measurements, the authors suggest, for some working conditions, certain types of cutting picks, which have given better results than those used previously.

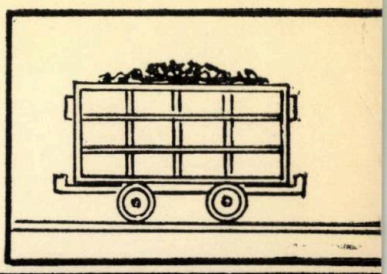
Diaconu, I. *Designing settling ponds for the residual waters from nonferrous dressing plants.*

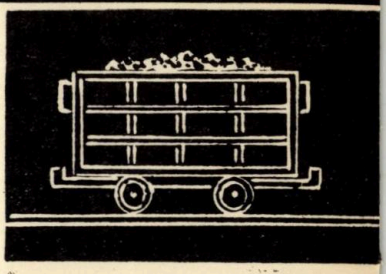
The author reviews the designs and building of settling ponds used at present.

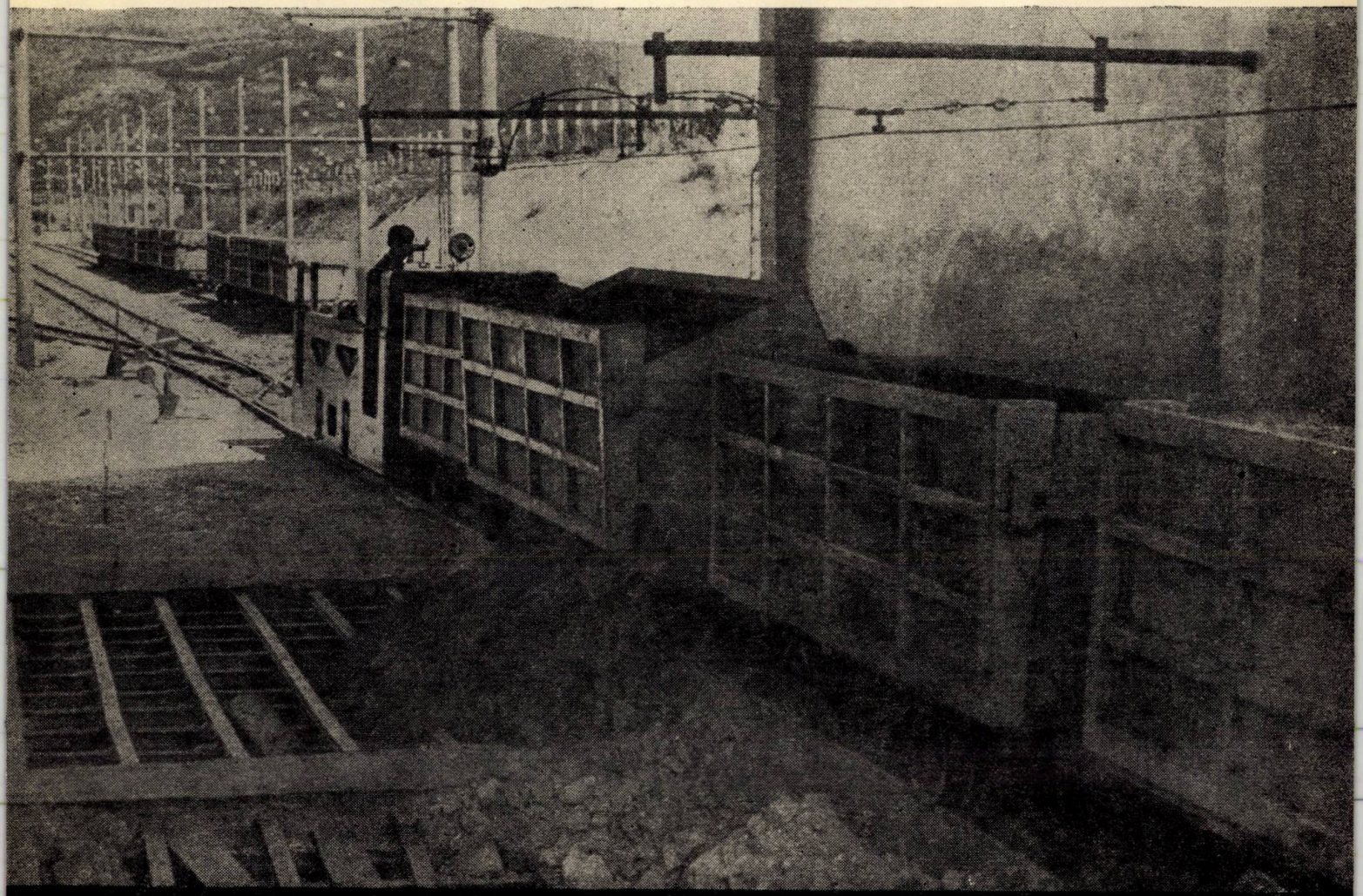
Lăzărescu, I. and Beiniceanu, C. *The part played by gold and its development in the economic domain* (II.)

REWIEVS

INTREPRINDEREA MINIERĂ MOLDOVA NOUĂ



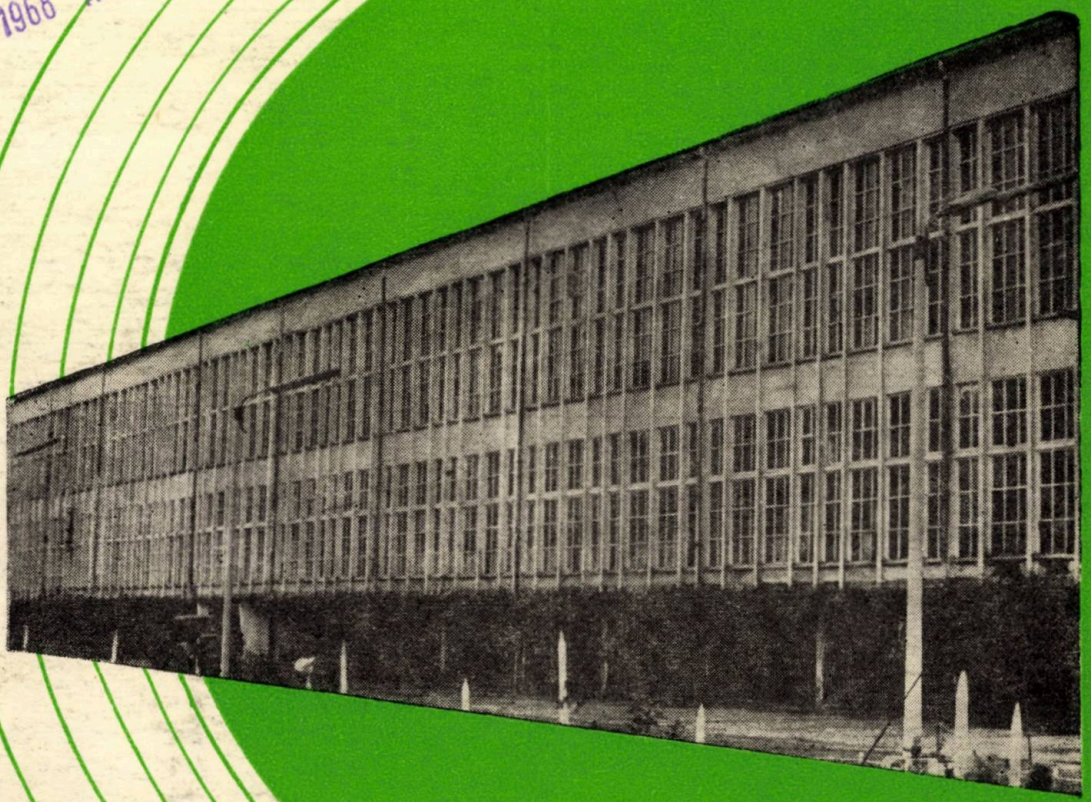




DESCĂRCAREA AUTOMATĂ A VAGONETELOR CU MINEREU DE CUPRU

COMBINATUL MINIER BAIA MARE

1968 AUG 28



BAIA MARE

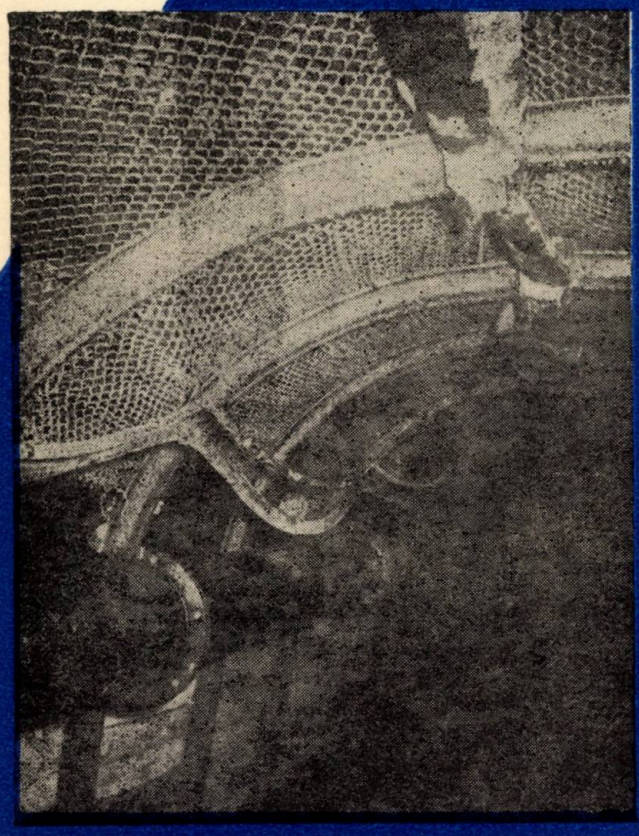
E 1433

8

VOLUMUL XIX
1968
AUGUST

REVISTA MINELOR

Intreprinderea minieră ORADEA



E.' M. Voievozi

susținerea galeriilor de pregătire cu armături metalice tip clopot și bandajare cu plasă de sîrmă

produce :

— lignit si cărbune brun
— nisip bituminos
— bitum natural
— uleiuri polare

E 1433

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRES DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 8 1968

CUPRINS

Almăşan, B.	**Ziua minerului**	303–306
Roman, P.	**Valea Jiului la 100 de ani de minerit industrial**	307–312
Popa, A.	**20 de ani de activitate a Institutului de mine Petroşani**	313–316
Mureşanu, V. şi Vîlculescu, I.	**Consideraţii privind utilizarea combinelor de abataj şi rezultatele obţinute în bazinul carbonifer Motru**	317–323
DIN EXPERIENŢA MINELOR NOASTRE		
Băbălău, D., Anastase, H. şi Totorcea, C.	**Săparea şi susţinerea unei construcţii miniere de gabarite mari după metode avansate** . . .	324–327
Truţă, I., Scurtu, H. şi Nicoară, C.	**Dublarea productivităţii în abataj prin montarea unui screper într-un abataj cu front lung la minereuri**	328–330
Coculescu, M.	**Cîteva proprietăţi ale formării prafului şi aplicarea lor în cercetare**	331–334
Dîrdală, C. şi Nachbar, B.	**Propuneri privind îmbunătăţirea oţelurilor folosite la susţinerea galeriilor**	335–341
Jude Elvire şi Rotărescu Rodica	**Unele probleme ale prelucrării minereurilor uranifere**	342–346

RECENZII

INVENŢII

ŞTIRI

COMITETUL DE REDACŢIE

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 8 1968

Ziua minerului

A intrat în tradiţia tuturor oamenilor muncii din România ca în fiecare an, în prima duminică după 6 august să sărbătorească Ziua minerului manifestîndu-se şi în acest mod deosebita preţuire de care se bucură harnicii noştri mineri.

Această zi de sărbătoare este un prilej de evocare a tradiţiilor glorioase de luptă a minerilor împotriva exploatării capitaliste, luptă care a culminat cu greva de la Lupeni din 4—6 august 1929.

Eliberarea patriei noastre, prefacerile importante care au avut loc în urma preluării puterii de către clasa muncitoare, trecerea la construcţia desfăşurată a socialismului au creat un climat nou de muncă, de un avînt fără precedent, minerii situîndu-se mereu printre fruntaşi în lupta pentru dezvoltarea şi înflorirea României socialiste.

De aceea Ziua minerului constituie un prilej nimerit de a face un scurt bilanţ al realizărilor obţinute de industria noastră minieră, de a analiza principalele probleme care ne stau astăzi în faţă şi, pe baza acestora, să stabilim jaloanele activităţii de perspectivă, astfel încît în viitor să sporim contribuţia ramurilor miniere la dezvoltarea economică a ţării.

O fericită coincidenţă face ca Ziua minerului din acest an să fie sărbătorită simultan cu centenarul activităţii miniere din Valea Jiului, ceea ce conferă acestei sărbători o semnificaţie în plus.

În perioada construcţiei socialiste, mineritul din România a obţinut succese importante, atît în ceea ce priveşte sporirea bazei de rezerve geologice de minereuri şi cărbune, cît şi în dezvoltarea producţiei, introducerea progresului tehnic, creşterea productivităţii muncii şi îmbunătăţirea condiţiilor de muncă şi de trai din bazinele miniere.

În perioada cincinalului actual, dînd viaţă Directivelor Congresului al IX-lea al Partidului Comunist Român, muncitorii, inginerii şi tehnicienii din industria minieră au realizat sarcinile de producţie planificate în proporţie de 102,1% în anul 1966, 102,8 % în anul 1967 şi 101,9 % în primul semetru al anului curent, în condiţiile în care, comparativ cu anul 1965, producţia minieră a crescut cu 9,1% în anul 1966, cu 18,5% în anul 1967 şi cu 26,7% în anul 1968.

Subliniem că aceste realizări cantitative au fost însoţite de o îmbunătăţire calitativă a activităţii miniere. Aproape întregul spor de producţie, care se cifrează la circa 1 miliard lei în primii doi ani şi jumătate din acest

cincinal, comparativ cu anul 1965, s-a obținut pe seama creșterii productivității muncii.

Un succes de seamă al întregii noastre activități îl constituie faptul că, începînd din acest an, industria minieră, pe ansamblul său, este rentabilă, la unele produse, cum sînt cărbunii, sarea, majoritatea substanțelor nemetalifere, înregistrîndu-se o rentabilitate ridicată.

Este un prilej de mîndrie pentru harnicele colective de muncitori, ingineri și tehnicieni care, pentru a întîmpina cu toată considerația Ziua minerului și împlinirea a 100 ani de activitate minieră în Valea Jiului, au dat patriei importante cantități de minereuri, cărbuni și alte substanțe minerale utile peste plan. Pentru succesele deosebite pe care le-au obținut în semestrul I din acest an, felicităm colectivele din cadrul Combinatului minier Baia Mare, întreprinderile miniere Oradea, Barza, Baia de Arieș, Bocșa, Rovinari, Dobrogea, Rm. Vîlcea, Căpeni și Dobrești și le urăm obținerea unor rezultate și mai bune în activitatea de viitor.

Felicităm de asemenea muncitorii din vrednicele brigăzi conduse de Husti Petre, Chereji Florian și Pop Ilie, a lui Irimie de la I.M. Oradea, Nagy Francisc și Dreguș Ion de la Căpeni, Petre Constantin, David Ioan și Stan Constantin din Valea Jiului, Stănculescu Aurel de la Săcărîmb, Pop Gheorghe de la Muncel, Bidiga Ion de la Deva, Mureșan Luca și Gujan Gheorghe de la Cavnic, Dușan Ion și Mureșan Ion de la Șuior, Fat Nicolae de la Baia Sprie, Conț Teofil de la Herja, Balea Constantin, Pop Z. Ioan și Ileș Ioan de la Teliuc-Ghelar, Andreescu Andrei de la Sectorul Cataracte, Avram Dumitru de la Altîn Tepe și pe toți cei care au obținut succese deosebite în activitatea de producție și investiție.

La nivelul eforturilor pentru realizarea sarcinilor de plan s-au situat și preocupările tuturor muncitorilor, inginerilor și tenicienilor minieri în ceea ce privește protecția muncii. S-a acordat o deosebită atenție îmbunătățirii condițiilor de muncă și de trai, astfel că accidentele de muncă și îmbolnăvirile profesionale au scăzut continuu, an de an. Pe linia acestor preocupări trebuie menționată recenta dare în funcțiune a instalației telegrizumerice de la Lupeni. Această instalație, integrată în măsurile care s-au luat pînă în prezent și a celor care se vor lua în continuare, printre care și darea în funcțiune a instalației complete de degazare, va duce la creșterea gradului de securitate a muncii din subteran, prin reducerea pericolului de explozie a gazului metan.

Rezultatele bune obținute ne îndreptățesc să apreciem că minerii își vor îndeplini cu cinste și vor depăși sarcinile ce revin industriei miniere pe întreaga perioadă a actualului plan cincinal.

Pentru atingerea acestui obiectiv trebuie să ne preocupăm în continuare cu toată grija de consolidarea rezultatelor bune pe care le-am obținut, astfel ca acestea să constituie baza unor realizări și mai bune.

Sînt cunoscute eforturile importante pe care le-a făcut statul nostru în ceea ce privește dotarea tehnică a minelor și în special a unităților miniere noi cu echipament și utilaje moderne, de tipul celor mai recente realizări pe plan mondial.

Este suficient să menționăm că numai în ultimul an minele de cărbuni au fost dotate cu patru complexe mecanice de abataj, patru combine de abataj, șapte combine de înaintări, iar minele de minereuri cu 2 000 ciocane perforatoare de mare productivitate pentru minereuri dure, cu 58 mașini de încărcat cu siloz, cu platforme pentru săpat suitori și altele.

Introducerea acestor utilaje, alături de dotația tehnică anterioară, a permis mecanizarea într-o proporție însemnată a unor operații grele și cu volum mare de muncă. Gradul de mecanizare a atins în anul 1967 circa 98% la transportul pe galeriile principale, atît la cărbune cît și la minereuri, 89% la transportul în abatajele de la minele de cărbuni, 58,1% și respectiv 44,2% la operații de încărcare în galeriile de la minele de fier și minereuri neferoase.

În această direcție trebuie să depunem în continuare eforturi importante. Concomitent cu intensificarea dotării minelor cu utilaje și echipamente moderne, vor trebui să crească preocupările noastre pentru perfecționarea celor existente și pentru folosirea lor cît mai rațională, astfel încît să atingem indicatorii tehnici realizați în condiții similare de industria minieră mondială. Pe această linie, Ministerul Minelor, prin eforturi proprii sau în colaborare directă cu firme specializate, va trebui ca pînă în anul 1970 să asimileze, să modernizeze și să producă stîlpi hidraulici, transportoare blindate, platforme pentru săpat suitori, vagonete de mare capacitate, dispozitive de mică mecanizare, matrițe pentru confecționarea armăturilor și altele.

În același timp se caută soluții pentru dotarea în continuare a unităților miniere cu perforatoare pentru minereuri dure, pentru automatizarea instalațiilor de preparare etc. De asemenea vom continua cooperarea cu Ministerul Industriei Construcțiilor de Mașini la realizarea de către acesta a altor utilaje printre care: mașina pneumatică de încărcat cu siloz pentru minereuri, mașina de torcretat galerii, diverse tipuri moderne de locomotive de mină, mașini de extracție, unele utilaje de preparare etc. O contribuție largă în realizarea acestor utilaje trebuie s-o aibă toți specialiștii din sectoarele noastre de activitate și în primul rînd cercetătorii și proiectanții din ICEMIN, Centrul de cercetări Petroșani, Uzina de utilaj minier Petroșani.

Pentru obținerea unor randamente mai bune atît la utilajele și instalațiile existente, cît și la cele cu care vom fi dotați este necesar ca noile compartimente de organizare a producției și a muncii care s-au creat în întreprinderi, să intervină mai hotărît în această direcție. În mod deosebit aceste compartimente, într-o strînsă colaborare cu organizațiile de cercetare și cu conducerea unităților, vor trebui să acționeze asupra tuturor pîrghiilor care măresc eficiența activității, punîndu-se un accent deosebit pe organizarea științifică a producției și a muncii, pe întărirea disciplinei în muncă, folosirea rațională și eficientă a mijloacelor de producție, îndeplinirea ritmică a sarcinilor de plan.

Aceste compartimente pot aduce o contribuție substanțială la obținerea unor randamente superioare prin organizarea științifică a lucrului în abatajele frontale în general și în special a celor dotate cu combine sau cu complexe mecanizate, precum și în locurile de muncă la care se aplică metode de exploatare de mare productivitate.

În scopul asigurării unor condiții sociale tot mai bune la minele noastre an de an se dau în folosință numeroase locuințe, cămine de nefamiliști, cluburi. Numai în anul 1967 s-au dat în folosință în sectorul carbonifer 1 658 apartamente, iar în sectorul extracției neferoase aproape 900 apartamente și 600 locuri în cămine, dările în funcțiune din acest an urmînd să fie superioare celor din anul precedent. Aceste măsuri, alături de cele care s-au luat și de altele care se studiază, vor exercita o influență pozitivă în ceea ce privește stabilitatea cadrelor noastre și înlăturarea fluctuației forței de muncă ce se mai face resimțită la unele unități.

★

Ca furnizor principal de materii prime necesare economiei, industria minieră are sarcini deosebit de importante în anii viitori. Prin lucrările efectuate în anii 1967 și 1968 cu privire la dezvoltarea economiei naționale în perioada 1971—1975 și orientativ pînă în 1980 s-au conturat necesitățile mult sporite ale economiei noastre de materii prime minerale, precum și imperativul ca acestea să se situeze la un nivel calitativ superior, pentru a satisface atît consumul intern cît și necesarul pentru export. Cîteva cifre sînt elocvente. În următorii 12—13 ani producția anuală de cărbune brut este orientată să crească de peste trei ori, iar cea de minereuri complexe, cuprifere și de substanțe nemetalifere de peste două ori.

Se înțelege că îndeplinirea acestor sarcini impune dezvoltarea substanțială a bazei de rezerve, în special în sectorul minereurilor, construcția unui mare număr de obiective noi și sporirea capacității la unele din cele existente, valorificarea complexă și la nivel superior a elementelor utile din toate minereurile pe care le producem, realizarea unor produse superioare din punct de vedere calitativ : combustibili pentru populație, produse nemetalifere cu conținuturi superioare în util, fin micronizate și cu grad superior de alb și altele. Alături de colectivele de la unitățile de producție care vor avea un rol hotărîtor în realizarea acestor sarcini, aportul organizațiilor de cercetări, de proiectări, de construcții, de explorări geologice trebuie să fie cît mai operativ și substanțial.

Din această succintă relatare a unora din problemele ce ne stau în față, rezultă că industria minieră este chemată să-și sporească aportul la realizarea unor sarcini deosebit de importante ale construirii socialismului, iar rezolvarea lor este condiționată de capacitatea noastră de a munci tot mai mult și mai bine.

Sîntem convinși că colectivele noastre de muncitori, ingineri și tehnicieni harnici și competenți își vor aduce o contribuție tot mai mare la rezolvarea cu succes a acestor deosebit de importante probleme.

Pentru succesele dobîndite pînă în prezent și cu dorința de a obține succese și mai mari, care să facă cinste tuturor celor ce muncesc în minele din țara noastră, adresez tuturor lucrătorilor din industria minieră călduroase felicitări de Ziua minerului și tradiționalul „Noroc bun"

Prof. **BUJOR ALMĂȘAN**
ministrul minelor

VALEA JIULUI LA 100 DE ANI DE MINERIT INDUSTRIAL

Dr. ing. P. ROMAN

Documentele atestă că, în anul 1868 în Valea Jiului Societatea Braşoveană de Mine şi Cuptoare, lucrînd cu un efectiv de 65 muncitori, extrage 853 t cărbune. Aceasta este prima producţie realizată în cadrul unei întreprinderi organizate şi constituie începutul mineritului industrial în bazinul carbonifer Valea Jiului.

Aflorimentele numeroase întîlnite pe cursul rîurilor au atras atenţia cu mulţi ani înainte. Primele lucrări de explorare se efectuează de fraţii Hoffman şi Carol Madersbach, proprietari de mine din Rusca Montană, în jurul anului 1840. Exploatarea cărbunelui din aflorimente este începută de mici antreprenori care vînd această producţie meşteşugarilor din localitate şi din împrejurimi. În anii care urmează, mai multe societăţi particulare şi statul austro-ungar cumpără sau îşi rezervă concesiuni, execută lucrări de explorare şi încep primele lucrări de deschidere, de pregătire şi exploatare a zăcămîntului.

Descoperirea zăcămintelor de cărbuni din Valea Jiului a avut loc în perioada de dezvoltare a capitalismului cînd, ca urmare a folosirii tot mai mult a maşinilor, se simţea o sete acută de combustibil. Interesul pe care l-a suscitat valorificarea rezervelor de cărbune din Valea Jiului este exemplificat şi de faptul că, încă în anul 1864, se hătăreşte întocmirea proiectului căii ferate normale Simeria — Petroşani, lucrare care va fi terminată în anul 1870. Realizarea acestei artere de circulaţie va favoriza dezvoltarea producţiei de cărbune în ritm accelerat, datorită pe de o parte posibilităţilor de transport ce se creează, iar pe de altă parte prin apariţia unui debuşeu sigur pentru cărbuni, locomotivele cu abur consumînd acest combustibil.

Primele lucrări de exploatare s-au realizat în aflorimente, în principal în aflorimentul stratului principal nr. 3, care avea o grosime mare. Asemenea lucrări de exploatare la zi s-au efectuat în aproape toate cîmpurile miniere. În figura 1 este redată o imagine a exploatării prin carieră a aflorimentului stratului principal nr. 3 la Petrila în anul 1874. Înclinarea mare a stratului a determinat coborîrea în adîncime în timp scurt şi a impus trecerea la exploatare prin metode subterane. Primele lucrări de deschidere s-au realizat prin galerii de coastă. În anul 1867 începe săparea galeriilor de coastă la Petrila, Petroşani-Est, iar cu doi ani mai tîrziu la Petroşani-Vest.

Fig. 1. Exploatare la zi, 1874.

Trecerea la exploatarea în subteran a ridicat însă probleme dificile de ordin tehnic datorită caracteristicilor geologico-miniere ale zăcămîntului. Este cunoscut faptul că zăcămintele de cărbuni din Valea Jiului sînt formate dintr-un pachet de strate de cărbune care cuprinde două strate groase, stratele nr. 3 şi 5. Stratul principal

nr. 3 avea grosimea de 40 m pe lungimi mari de lentilă. Această productivitate apreciabilă a stratului principal a constituit un argument puternic pentru dezvoltarea cu precădere a lucrărilor de exploatare în acest strat. Exploatarea prin metode subterane a stratului principal a întîmpinat însă dificultăți mari de la început. Cărbunele acestui strat are proprietatea accentuată de autoaprindere și conține

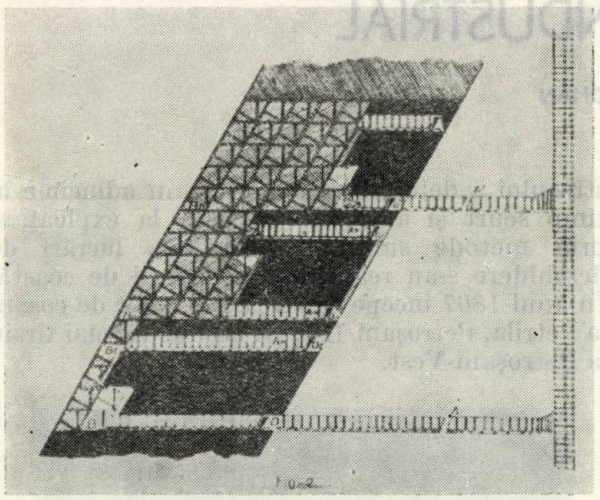


Fig. 2.

gaz metan care, în timpul exploatării, se degajă în atmosfera minei. Datorită lipsei de experiență în exploatarea stratelor groase, la început s-au aplicat metode de deschidere, pregătire și exploatare specifice stratelor subțiri. Lucrările de deschidere și pregătire s-au executat aproape exclusiv în cărbune. Nu s-a putut asigura exploatarea integrală a cărbunelui sau rambleierea completă a golurilor produse de exploatare. Trecerea la exploatarea ascendentă a feliilor a provocat numeroase surpări a tavanului de cărbune.

În căutarea unor metode de exploatare care să evite apariția focurilor și să asigure rezultate tehnico-economice corespunzătoare, s-au efectuat numeroase încercări, s-au aplicat soluții diferite. Un exemplu de metodă aplicată și descrisă într-o revistă de specialitate în anul 1906 este exploatarea stratului nr. 3 cu abataje cameră în felii orizontale ascendente cu rambleu manual. În figura 2 este reprezentată o secțiune transversală prin strat. Zăcămîntul era împărțit în etaje de 30 m prin galerii transversale din puțul orb, plasat în culcuș. Etajul s-a împărțit în două subetaje. Pentru fiecare subetaj s-a săpat cîte o galerie direcțională de aeraj, apoi cîte una pentru rambleu și galerii de transport. Stratul s-a împărțit pe direcție în cîmpuri de abaraj de cîte 15 m prin galerii transversale în cărbune. Exploatarea s-a executat de la acoperiș spre culcuș prin extragerea întîi a camerelor de sub acoperiș ascendent pe toată înălțimea subetajului apoi prin continuare, în același fel, spre culcuș. Exploatarea se efectua concomitemt în mai multe subetaje și în toate cîmpurile de abataj. Golurile erau umplute cu rambleu uscat transportat prin galeriile pentru rambleu și suitori executați în cărbune. Metoda a fost abandonată după mai mulți ani de aplicare, datorită focurilor numeroase apărute în strat. Se citează, de exemplu, că în anul 1916 numai în mina Petrila erau peste 40 de focuri. La apariția unui așa număr mare de focuri a contribuit și exploatarea nerațională aplicată în anii primului război mondial.

Un progres important s-a realizat prin trecerea la executarea galeriilor direcționale în rocile sterile din culcușul stratului gros. Avantajele care au determinat alegerea acestei soluții au fost: evitarea surpărilor în cărbune care provocau focuri, crearea posibilităților de izolare a fiecărui cîmp de abataj independent de celelalte. În cazul unui foc în abataj se puteau astfel executa lucrările de izolare fără ca activitatea din restul minei să fie stînjenită.

O altă etapă importantă în perfecționarea exploatării stratelor groase este introducerea rambleului hidraulic pentru umplerea golurilor rămase în urma exploatării, în locul rambleului uscat manual. La mina Petrila s-a instalat stația centrală de rambleu hidraulic în anul 1900. În anul 1931 funcționau în Valea Jiului nouă instalații de concasare pentru pregătirea materialului de rambleu cu o capacitate de 300 m³/h. Utilizarea rambleului hidraulic a permis izolarea focurilor din partea superioară a zăcămîntului și trecerea la aplicarea unor soluții mai raționale de exploatare a stratelor groase.

Paralel cu căutările pentru găsirea unor metode de exploatare adecvate se fac și primele încercări de introducere a utilajelor pentru mecanizarea producției. În anul 1926 la minele grupului Lupeni tăierea se executa în mare măsură cu ciocane de abaraj pneumatice. În același an s-a pus în funcțiune prima mașină de havat în stratul nr. 18. În abataje se foloseau deja scocuri oscilante acționate cu aer comprimat, iar cîțiva ani mai tîrziu transportoare cu raclete acționate electric. În anii 1930—1932 s-au construit și pus în funcțiune la Petrila și Lupeni instalații de spălare a cărbunilor bruți în vederea îmbunătățirii calității acestora.

Producția bazinului a crescut de la 853 t în anul 1868 la peste 880 000 t în anul 1900. În anul 1913 se realizează un vîrf de producție de 2 230 155 t cărbune în ajunul primului război mondial. După oscilații provocate de exploatarea nerațională din timpul războiului, apoi de perioada de refacere, producția de cărbune atinge în anul 1927 un nivel de circa 1 848 000 t după care urmează din nou o scădere, ca urmare a efectelor crizei economice. Se realizează din nou un maximum de producție în anul 1943 de circa 2 756 000 t, ceea ce repre-

zintă cel mai înalt nivel atins în bazin în perioada capitalistă.

După trecerea minelor în proprietatea întregului popor și aplicarea dezvoltării planificate a economiei naționale, industria minieră din Valea Jiului cunoaște o dezvoltare continuă și sistematică. Pentru cunoașterea completă a zăcămîntului și determinarea rezervelor de cărbuni s-au efectuat aici vaste lucrări de explorare. Între anii 1950 — 1968 s-au executat 647 foraje de la suprafață cu un metraj de 367 km. Aceste lucrări, completate prin lucrări geologice subterane, au oferit elemente de bază pentru elaborarea studiilor tehnico-economice pentru reconstrucția minelor în producție pentru redeschiderea unor mine vechi închise în perioada crizei economice din anul 1929 și pentru punerea în valoare a unor noi cîmpuri miniere prin construcția de mine noi. Astfel a fost posibilă elaborarea unui program de investiții și de producție pe o perioadă mai îndelungată de timp și să se asigure o dezvoltare armonioasă a construcțiilor miniere din subteran și de la suprafață pe baza unor proiecte de înalt nivel tehnic.

Pînă în anul 1967 s-au investit de către statul socialist pentru dezvoltarea industriei carbonifere din bazinul Valea Jiului circa 5,5 miliarde lei. În cadrul programului de dezvoltare a producției de cărbune, a fost construită mina Uricani, care a intrat în producție în anul 1948, au fost redeschise minele Vulcan, Lonea 1 și Lonea 2. Mai tîrziu a început redeschiderea minei Dîlja și construcția minelor noi Paroșeni, Livezeni și Bărbăteni. Volumul mare al lucrărilor de investiții și obiectivele importante programate a fi realizate, a necesitat un volum corespunzător de studii și proiecte la un nivel tehnic ridicat și cu eficiență economică optimă. În acest scop a luat ființă în Valea Jiului în anul 1954 o unitate pentru elaborarea proiectelor (U.P.D.), încadrată cu personal tehnico-inginerese corespunzător. În elaborarea proiectelor de ansamblu și ale unor obiective industriale importante un aport substanțial și competent l-a adus Institutul de proiectări miniere (IPROMIN) din București. Lucrările de investiții la minele în producție au fost orientate în principal spre următoarele obiective:

— atingerea capacității optime de producție prin punerea în exploatare a unor noi blocuri deci prin extinderea cîmpurilor miniere pe de o parte și prin intensificarea producției pe seama progresului tehnic pe de altă parte;

— concentrarea, sistemtizarea și modernizarea construcțiilor miniere în subteran și la suprafață și asigurarea capacităților mărite necesare la toate instalațiile din fluxul de producție;

— creșterea gradului de securitate a muncii în subteran prin dezvoltarea corespunzătoare a instalațiilor de aeraj, aplicarea unor soluții de exploatare și dotarea minelor cu instalații și utilaje care să asigure un înalt grad de securitate în condițiile specifice ale bazinului Valea Jiu lui;

— realizarea unui ridicat grad de mecanizare la toate operațiile ce compun procesul complex de producție, în vederea reducerii efortului fizic depus de muncitori și mărirea gradului de confort în subteran.

La minele noi s-a urmărit aplicarea unor soluții de deschidere, pregătire și exploatare eficiente cu un înalt grad de mecanizare la toate operațiile cu soluții moderne și eficiente din punct de vedere economic în întreg procesul de producție, în subteran și la suprafață.

În cadrul programului de dezvoltare a capacităților de producție au fost puse în exploatare șase noi blocuri la mina Lupeni, patru blocuri la mina Vulcan, două blocuri la mina Petrila și unul la mina Lonea. S-au creat noi orizonturi principale de transport în subteran pentru concentrarea transportului și extracției. La Lonea au fost concentrate trei mine. Extracția producției de la minele Lonea 1, Lonea 2 și Lonea 3 se realizează în prezent la un puț central dotat cu o mașină de extracție multicablu automată. Orizonturi noi de concentrare a producției sectoarelor s-au realizat și la minele Petrila, Aninoasa, Vulcan și Lupeni.

Ca urmare a dezvoltării lucrărilor subterane, lungimea rețelei de lucrări miniere a crescut de la 114 km în anul 1944 la 445 km în anul 1967. Creșterea importantă a capacității de producție a minelor, adîncirea continuă a nivelului de exploatare și necesitatea sistematizării și modernizării extracției a determinat

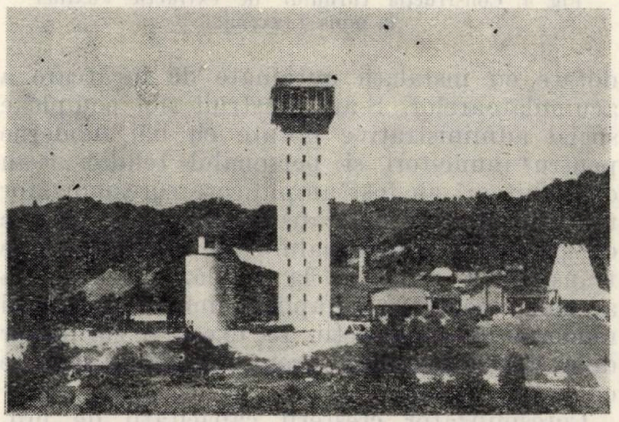


Fig. 3. Instalația de extracție principală la mina Aninoasa.

trecerea la instalații de extracție cu schip acționate cu mașini moderne cu funcționare automată. Asemenea instalații sînt deja în funcțiune la minele Lonea și Aninoasa și sînt în construcție la minele Petrila, Dîlja, Livezeni, Vulcan și Uricani.

În cadrul acțiunii de reconstrucție și dezvoltare a minelor în producție și a construcției de

mine noi s-a proiectat şi în parte s-a realizat modernizarea incintelor de la suprafaţa minelor, urmărindu-se, pe lîngă o concentrare a proceselor auxiliare, reducerea consumului de muncă la aceste procese şi creşterea gradului de siguranţă în funcţionarea instalaţiilor. La toate minele s-au pus în funcţiune lămpării cu autoservire

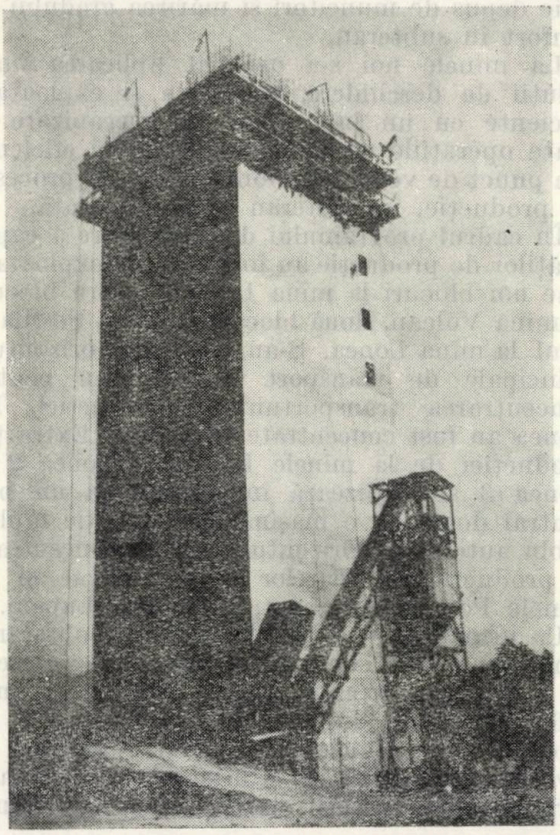


Fig. 4. Construcţia turnului de extracţie auxiliar la mina Livezeni.

dotate cu instalaţii automate de încărcare a acumulatoarelor. S-au construit noi complexe social administrative dotate cu băi moderne pentru muncitori şi personalul tehnic. S-au construit ori au fost amplificate corespunzător toate instalaţiile de transformare, compresoare de pregătire a materialului de rambleu şi de transport a sterilului la haldă. La execuţia acestor obiective s-au aplicat numeroase soluţii moderne de construcţii. La execuţia turnurilor de extracţie se aplică curent metoda de turnare cu cofraj mobil.

Corespunzător creşterii capacităţii de producţie a minelor şi cerinţelor de calitate a consumatorilor, au fost amplificate şi modernizate preparaţiile de la Petrila şi Lupeni. S-au asigurat condiţii pentru obţinerea calităţii corespunzătoare a cărbunelui destinat cocsificării sau semicocsificării.

În anul 1965 a început să intre în funcţiune noua instalaţie de preparare a cărbunelui de la Coroeşti cu o capacitate finală de 3 milioane tone anual destinată preparării cărbunelui brut provenit de la minele Aninoasa, Vulcan şi Paroşeni.

Programul vast de investiţii realizat în bazinul carbonifer Valea Jiului este un exemplu grăitor de aplicare în viaţă a programului de dezvoltare a economiei noastre naţionale. Eforturile mari depuse pentru reconstrucţia minelor în producţie şi construcţia de mine noi a creat condiţii pentru realizarea ritmului planificat de creştere a producţiei de cărbune, a productivităţii muncii şi reducerea cheltuielilor de producţie.

În anul 1950 se realizează pe bazin o producţie de aproape 2,5 milioane tone cărbune. Peste zece ani producţia atinge 4,2 milioane. În acest an, cînd se aniversează 100 de ani de exploatare industrială a cărbunelui în Valea Jiului, producţia extrasă va depăşi 7 milioane tone.

O dată cu creşterea producţiei de cărbune s-a urmărit şi mecanizarea muncii, atît în subteran, cît şi la suprafaţa minelor. Numai în perioada 1950—1965 s-a cheltuit 1,5 miliarde lei pentru dotarea minelor din Valea Jiului cu utilaje. Mecanizarea operaţiilor ce necesitau o cheltuială mare de muncă fizică nu s-a putut realiza

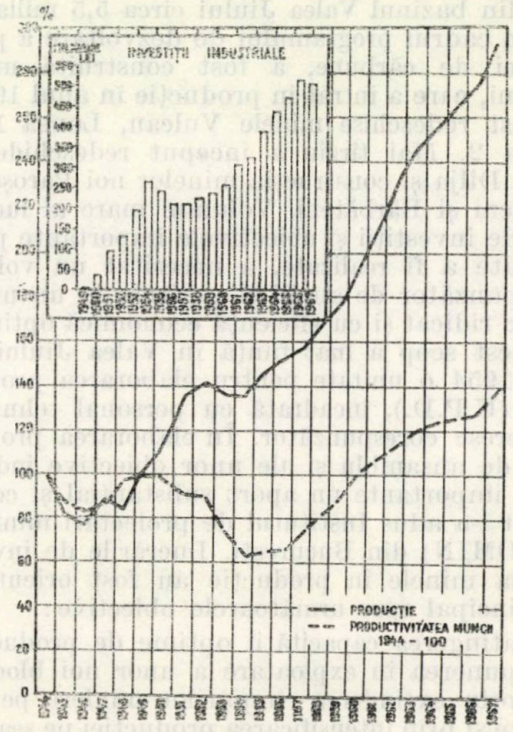


Fig. 5.

prin simplă punere în funcţiune a unor utilaje şi tehnologii folosite în alte regiuni miniere. Colective largi de ingineri, tehnicieni şi muncitori au depus un efort susţinut pentru găsirea soluţiilor şi adaptarea utilajelor la condiţiile grele de zăcămînt din Valea Jiului. Pentru creşterea vitezei de săpare a galeriilor în rocă

sterilă, prin folosirea mașinilor de încărcat fabricate în țară a crescut gradul de mecanizare la încărcare de la 1,6% în anul 1950 la 25% în anul 1968. Viteza medie de avansare la săparea galeriilor a crescut în aceeași perioadă cu 25%. În prezent se realizează o viteză medie de săpare a galeriilor de 55 m pe lună.

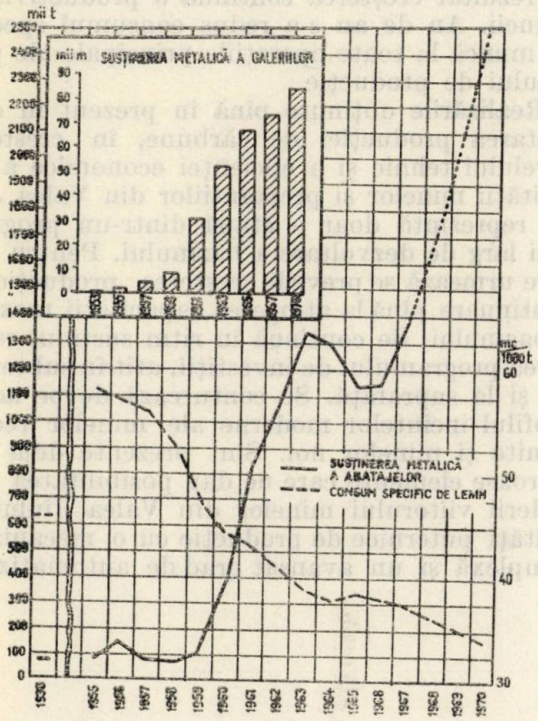


Fig. 6.

La săparea puțurilor de la suprafață s-a generalizat folosirea cofrajului glisant cu eliminarea susținerii provizorii, susținerea definitivă cu beton. Operația de încărcare este complet mecanizată prin folosirea greiferelor pneumatice. Cu această tehnologie, brigada condusă de Bartha Dionisie a obținut la săparea puțului principal Aninoasa Sud o viteză de 74 m pe lună.

Începînd cu anul 1959 s-a aplicat la toate minele susținerea galeriilor cu arce metalice culisante. În prezent 73,5 km lucrări miniere se susțin anual cu elemente metalice culisante. Înlocuirea susținerii cu cadre din lemn cu susținerea metalică a făcut posibilă schimbarea fundamentală a condițiilor de acces de aeraj și de deservire a abatajelor ca urmare a creșterii profilului lucrărilor miniere și a posibilităților de menținere a acestor profile. De asemenea, s-au creat condiții pentru reducerea lucrărilor de întreținere și realizarea unui consum de lemn mai mic. În anul 1960 se consumau pentru întreținerea lucrărilor miniere 115 posturi la 1 000 t producție extrasă. Acest consum a scăzut la 58 posturi în anul 1967.

Metodele de exploatare aplicate în bazin au fost alese în urma unei îndelungate experiențe în exploatarea acestui zăcămînt cu condiții dificile geologico-miniere. Cu toate că stratele groase prezintă neregularități și discontinuități, atît pe direcție, cît și pe înclinare, metodele de exploatare aplicate asigură extragerea integrală a cărbunelui fără pierderi de producție. S-a generalizat exploatarea stratului principal cu felii orizontale și extragerea feliilor prin abataje cu front îngust sau cu front lung perpendicular pe direcție. Extragerea integrală a cărbunelui, izolarea spațiului exploatat prin diguri pe lîngă măsurile aplicate de executare a lucrărilor de pregătire în steril, exploatarea descendentă a feliilor, a asigurat reducerea aproape completă a focurilor endogene cu toate că circa 90% din producția stratelor groase se obține prin dirijarea tavanului cu surpare. Prin extragerea integrală a cărbunelui se realizează o eficiență mai ridicată a investițiilor și o gospodărire mai economicoasă a rezervelor de cărbune.

O îmbunătățire substanțială a condițiilor de muncă în abatajele cu front lung s-a obținut prin crearea tavanului artificial din plasă metalică și introducerea susținerii cu stîlpi hidraulici cu portanță constantă. Folosirea grinzilor articulate în consolă și a transportorului lîngă frontul de abataj, care se deplasează fără demontare, s-a simplificat tehnologia de lucru, creîndu-se posibilități largi de creștere a productivității muncii. În prezent 1,5 km de front de abataj este susținut cu stîlpi hidraulici moderni și grinzi articulate. Producția extrasă cu susținere metalică a crescut de 15 ori în ultimii 10 ani.

Mecanizarea transportului în abataje este rezolvată complet. Sînt în curs lucrări de mecanizare complexă a tăierii și încărcării cărbunelui în abatajele cu front lung, atît în stratele subțiri, cît și în stratele groase. În prezent lucrează la minele Vulcan, Lupeni și

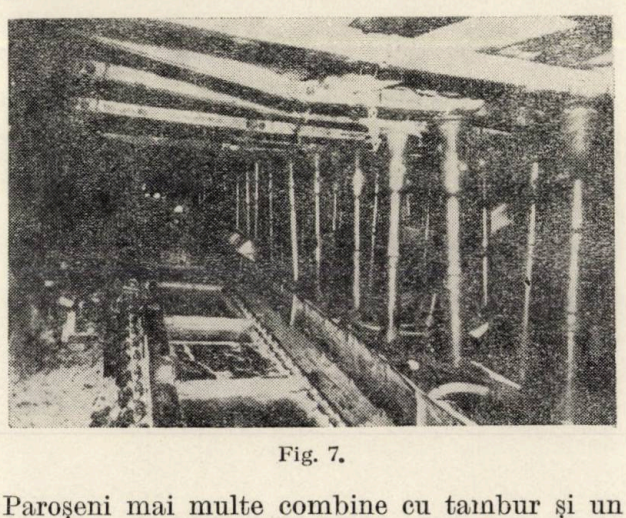


Fig. 7.

Paroșeni mai multe combine cu tambur și un plug de cărbune. S-au făcut primele încercări de mecanizare a operațiilor de tăiere și încărcare în abataj la exploatarea stratelor groase în felii sub tavan artificial.

Un înalt grad de mecanizare s-a realizat la transportul pe galerii. Prin creşterea profilelor lucrărilor miniere şi amenajarea unor căi de transport mai sigure s-au îmbunătăţit simţitor condiţiile de transport.

Concomitent cu progresul tehnic în producţie, s-a realizat şi o creştere substanţială a gradului de securitate a muncii în subteran. Exploatarea stratelor de cărbuni din bazin pune probleme importante în ce priveşe regimul gazelor de mină şi a prafului de cărbune, probleme ce devin mai complexe pe măsura adîncirii exploatărilor. Pentru îmbunătăţirea aerajului minelor au fost săpate noi lucrări miniere de aeraj şi s-au pus în funcţiune staţii moderne de ventilatoare. Debitul instalat la cele 66 ventilatoare principale atinge astăzi aproape 160 mii m³/min. Toate minele au fost dotate cu aparataj modern de detectare a prezenţei metanului. La mina Lupeni este în funcţiune prima staţie telegrizumetrică care permite controlul automat de la distanţă a circuitelor de aeraj şi înregistrarea continuă a conţinutului de metan în atmosferă. Pentru ridicarea gradului de securitate şi de confort în subteran se aplică la toate minele un complex de măsuri de ordin tehnic şi organizatoric. Numai în ultimii cinci ani la minele din Valea Jiului s-au cheltuit peste 125 milioane lei pentru măsuri de protecţie a muncii, ventilaţie, pentru echipament, măsuri tehnico-sanitare şi propagandă tehnică.

Complexul de măsuri pentru perfecţionarea şi mecanizarea procesului de producţie, organizarea mai bună a producţiei şi a muncii, ridicarea continuă a nivelului de calificare a avut ca rezultat creşterea continuă a productivităţii muncii. An de an s-a redus consumul specific de muncă la toate operaţiile principale ale procesului de producţie.

Realizările obţinute pînă în prezent în dezvoltarea producţiei de cărbune, în creşterea nivelului tehnic şi a eficienţei economice a activităţii minelor şi preparaţiilor din Valea Jiului reprezintă doar o etapă dintr-un program mai larg de dezvoltare a bazinului. Pentru anii care urmează se prevede creşterea producţiei în continuare pînă la atingerea capacităţii maxime a bazinului. Se continuă în ritm susţinut realizarea programului de investiţii, atît în subteran, cît şi la suprafaţă. Se conturează de pe acum profilul incintelor moderne ale minelor reconstruite şi minelor noi. Sînt prezente deja numeroase elemente care ne dau posibilitatea prevederii viitorului minelor din Valea Jiului ca unităţi puternice de producţie cu o mecanizare complexă şi un avansat grad de automatizare.

20 DE ANI DE ACTIVITATE A INSTITUTULUI DE MINE—PETROŞANI

Prof. dr. ing. A. POPA
rectorul Institutului de mine

Dezvoltarea multilaterală a societăţii noastre atrage în producţia bunurilor materiale şi spirituale un număr tot mai mare de cadre cu pregătire superioară, a căror formare este o sarcină a învăţămîntului superior, care îşi aduce astfel contribuţia la înfăptuirea profundelor transformări pe care le impune desăvîrşirea construcţiei socialiste în ţara noastră.

Dinamismul vieţii economice a României socialiste — unanim recunoscut — este astfel însoţit de o impetuoasă dezvoltare a învăţămîntului superior, important avanpost al luptei poporului nostru pentru progres şi civilizaţie.

În cadrul impunătorului program stabilit de Congresul al IX-lea al Partidului Comunist Român, învăţămîntului superior îi revine menirea să asiugre pregătirea specialiştilor de înaltă calificare, cu multilaterale posibilităţi profesionale, cu un larg orizont cultural şi politic.

Aşa cum se subliniază în Directivele Comitetului Central al Partidului Comunist Român privind dezvoltarea învăţămîntului în Republica Socialistă România, oglindite de Plenara C.C. al P.C.R. din 22—25 arpilie 1968, „Partidul şi statul au manifestat o permanentă grijă pentru orientarea şi îndrumarea, pentru dezvoltarea şi perfecţionarea învăţămîntului superior. Reţeaua de învăţămînt superior s-a extins potrivit cerinţelor societăţii noastre. În prezent funcţionează 47 de instituţii de învăţămînt superior cu 185 facultăţi, faţă de 33 facultăţi existente în anul 1933. Orînduirea socialistă a deschis larg în faţa tinerii generaţii porţile învăţămîntului superior. În anul universitar 1967—1968 studiază peste 140 000 de studenţi, ceea ce reprezintă de circa 5 ori mai mult faţă de numărul studenţilor din 1938—1939 ".*

Constituind o parte integrantă a procesului de înnoire socialistă a ţării, dezvoltarea învăţămîntului superior din ultimele două decenii ilustrează grija partidului şi statului nostru pentru continua şi rapida înflorire a economiei şi culturii noastre socialiste.

Ocupîndu-şi locul în cadrul complexelor procese de dezvoltare a societăţii noastre, învăţămîntul superior minier îşi aduce din plin contribuţia la crearea de cadre cu o înaltă calificare, capabile să pună în practică cele mai noi cuceriri ale ştiinţei şi tehnicii contemporane.

Învăţămîntul superior minier, care exista sub forma unor discipline de specialitate în ultimii doi ani de studii ai fostei Şcoli Naţionale de Poduri şi Şosele, a dobîndit o formă independentă — prin crearea şi organizarea Şcolilor Politehnice în anul 1920. Astfel, în baza unui decret-lege s-au creat şi organizat în cadrul Şcolilor Politehnice din Bucureşti şi Timişoara cîte o secţie de mine şi metalurgie, destinată a pregăti ingineri de mine şi metalurgie, în specialităţile cărbuni, minereuri, sare, petrol, gaze, precum şi în metalurgia fierului şi a celorlalte metale. Prin legea din anul 1938, secţiile de mine şi metalurgie de la cele două Şcoli Politehnice din Bucureşti şi Timişoara sînt transformate în Facultăţi de mine şi metalurgie.

Anul 1948 — anul unor profunde transformări — pune învăţămîntul superior minier pe noi baze organizatorice, care aveau menirea să asigure satisfacerea cerinţelor în noul drum pe care porneam — drumul construcţiei socialismului.

Dintr-un privilegiu învăţămîntul devine pretutindeni un drept şi în ordinea obligaţiilor faţă de societate, instruirea fiecărui individ pînă la nivelul cel mai înalt al posibilităţilor sale intelectuale, ca şi utilizarea cunoştinţelor în folosul societăţii trebuie considerat de acum o datorie.

Învăţămîntul, intrat în circuitul social ca o componentă obligatorie, cunoaşte în această nouă etapă transformări fundamentale. Reforma învăţămîntului din 1948 consfinţeşte dezideratul epocii socialismului — legarea învă-

*) Directivele Comitetului Central al Partidului Comunist Român privind dezvoltarea învăţămîntului în Republica Socialistă România, aprobate de Plenara C. C. al P. C. R. din 22—25 aprilie 1968. Ed. politică, Bucureşti, 1964, p. 70—71.

țământului de activitatea practică — prin înființarea Institutului carbonifer, care avea să transforme Valea Jiului — Petroșaniul — și într-un centru universitar.

De noul proces de organizare a învățământului în general și a învățământului superior minier în special este legată și înființarea în același an a Institutului de minereuri la Brad și a Institutului de geologie și tehnică minieră din București. În procesul continuu de perfecționare a învățământului superior minier trebuie să amintim încă două momente semnificative. În primul rînd este vorba de anul 1952 cînd a luat ființă Institutul de mine din București, ca rezultat al contopirii Institutului de geologie și tehnică minieră din București cu Institutul de minereuri din Timișoara și cu Institutul de minereuri din Brad. În al doilea rînd, anul 1957 cînd — ca rezultat al unui proces logic — se creează unicul Institut de mine din țară cu sediul în Petroșani.

Faptul că în plin centru carbonifer s-a ridicat Institutul de mine nu poate decît să ușureze munca studenților și a cadrelor didactice care au sub ochii lor realizările practice ale industriei noastre miniere. S-a creat astfel posibilitatea studenților ca în studiile lor să nu urmărească problemele în mod abstract, ci într-o strînsă legătură cu însuși procesul de producție. Legătura dintre teorie și practică a căpătat în felul acesta, în cadrul Institutului de mine, un conținut viu, concret, folosindu-se imensul laborator al Văii Jiului.

Pentru început, activitatea institutului s-a desfășurat, după cum era și firesc, într-un cadru nu prea propice, date fiind greutățile inerente oricărui început, întrucît nu dispunea de o bază materială care să satisfacă întrutorul cerințele procesului de pregătire la un înalt nivel al studenților — viitorii ingineri de mine.

Lucrările de amenajare erau încă în curs de execuție cînd au apărut, în jurul lor, primele cadre didactice și primii studenți.

Pentru cei care au fost primii — fie studenți, fie cadre didactice — se mai păstrează încă în amintire imaginea primului local de pe strada Eminescu nr. 17, în care unii au făcut cunoștință cu „studenția", iar ceilalți cu activitatea didactică a noului centru universitar.

Baza materială a institutului era destul de modestă. Fosta clădire a institutului, cu tot aspectul său îngrijit, dispunea de un spațiu mult prea redus pentru a se putea dezvolta activitatea la nivelul cerut unui institut de învățămînt superior. Patru săli de cursuri, trei laboratoare, o sală de desen și cîteva încăperi pentru administrație reprezentau „totul" — ce se putea oferi la acel timp viitorului institut.

În laboratoarele proprii se executau numai lucrările legate de disciplinele fizică-chimie și mineralogie, iar lucrările privind cursurile de specialitate se efectuau la exploatările miniere din Valea Jiului.

În aceste condiții institutul și-a deschis porțile în toamna anului 1948 cu anii I, II și III, avînd o singură secție „Exploatarea și prepararea zăcămintelor de cărbuni". Studenții din anul I au fost recrutați pe bază de examen de admitere, iar cei din anii II și III au fost transferați de la Facultățile de mine de pe lîngă Politehnica din Timișoara și Politehnica din București. Numărul total al studenților în primul an de existență a institutului a fost de 135, iar al cadrelor didactice de 28, din care numai opt cu funcția de bază la institut.

Anii care urmează înseamnă pentru institut ani de prosperitate, de transformări care aveau menirea să ridice întreaga activitate la nivelul cerințelor puse în față de efortul comun ce se cerea tuturor factorilor pentru prosperitatea României.

Astfel, începînd cu anul universitar 1949—1950 institutul cunoaște o continuă dezvoltare, remarcată în primul rînd prin aceea că pe lîngă secția „Exploatarea și prepararea zăcămintelor de cărbuni" se înființează o secție nouă „Electromecanică minieră". În același timp pentru studenții intrați în acest an, procesul de învățămînt se organizează pe opt semestre. Tot în acest an absolvă institutul prima promoție de ingineri.

Anii universitari 1950—1951 și 1951—1952 înseamnă ani în care activitatea institutului se perfecționează prin introducerea a nouă semestre pentru întreg procesul de învățămînt, din care opt semestre rezervate pentru parcurgerea disciplinelor teoretice și un semestru pentru pregătirea proiectului de diplomă. În februarie 1951 are loc în institut primul examen de stat.

În 1951—1952 se înființează o nouă secție „Topografie minieră"

Perioada cuprinsă între anii 1952 și 1954 este o perioadă de căutări însoțite de transformări care nu întotdeauna au avut o bază reală și ca urmare a acestui fapt nu întotdeauna s-a ajuns la atingerea progresului scontat. Spunînd aceasta, ne referim la transferarea Secției topografie minieră la București, transferare care s-a dovedit inoportună, fapt pentru care numai după un an a fost din nou transferată la Petroșani.

Perioada de la înființare și pînă în 1956 este încununată de succes în străduința de a se crea o bază materială propice dezvoltării învățămîntului superior în Valea Jiului, în activitatea neobosită a cadrelor pentru a-și amenaja laboratoare pentru a putea da întregului proces de învățămînt ținuta universitară cerută.

Încă din primăvara anului 1949 se începe construirea unei părți a actualei clădiri a institutului, fiind terminată în anul 1952. În același timp în apropierea institutului este dat în folosință noul cămin — în 1955 — iar în anul

1956 sala de sport și noua cantină, care vor fi în măsură, pentru a anumită perioadă, să asigure condiții optime de învățătură și de viață studenților.

Începutul anului universitar 1957—1958 marchează cel mai important pas în dezvoltarea învățămîntului superior minier din țara noastră. Acum se concentrează — ca rezultat al unei experiențe îndelungate — întregul învățămînt superior minier din țară la Petroșani.

Ca rezultat al concentrării întregului învățămînt superior minier la Petroșani, cele două secții ale institutului se transformă în Facultatea de exploatări miniere și respectiv Facultatea de electromecanică minieră. În această perioadă se operează schimbări și în organizarea procesului de învățămînt, el totalizînd un număr de 11 semestre, ultimul fiind dedicat elaborării proiectului de diplomă.

Remarcăm în anii următori o muncă neobosită pentru continua perfecționare a procesului de învățămînt, cadrele didactice fiind primele care se pregătesc pentru transformările viitoare. Numărul studenților este mereu în creștere, fapt care permite asigurarea industriei noastre extractive cu cadrele necesare pentru continua dezvoltare a procesului de producție.

Pentru buna desfășurare a procesului de învățămînt se continuă procesul de dezvoltare a bazei materiale, construindu-se un nou corp de studii, cu biblioteca și aula institutului, iar pentru buna desfășurare a lucrărilor de laborator a fost construit un nou pavilion de laboratoare și atelier mecanic.

Pentru a asigura condiții tot mai bune de cazare pentru numărul mereu sporit de studenți au fost construite alte două cămine, deosebit de moderne, spațioase și confortabile, asigurîndu-se cazarea a peste 1 000 studenți.

În ce privește procesul de învățămînt, ca urmare a necesităților industriei extractive miniere, se organizează în această perioadă în cadrul Facultății de exploatări miniere un ciclu de studii cu durata de patru ani, iar pentru cei care lucrează în producție și doresc să-și continue studiile se organizează cursurile serale și fără frecvență pentru cele două facultăți : exploatări miniere și electromecanică minieră.

Procesul de învățămînt cunoaște o continuă prosperitate prin activitatea permanentă de îmbunătățire a planurilor de învățămînt și a programelor analitice.

Cadrele didactice depun eforturi sporite pentru a actualiza cursurilor predate, urmărind modernizarea întregului proces de transmitere a noilor cunoștințe.

În acest sens se remarcă efortul sporit în elaborarea de cursuri personale, lucrări de laborator și culegeri de probleme. Edificator în acest sens este faptul că în ultimii patru ani un număr de 45 de cadre didactice au participat la elaborarea a 11 cursuri, șapte manuale, cinci culegeri de probleme și șapte îndrumătoare pentru lucrările practice și întocmirea proiectelor.

Procesul de învățămînt este ridicat pe o treaptă mai înaltă, ca rezultat al transmiterii la studenți a cunoștințelor rezultate din cercetarea științifică efectuată de întreg corpul didactic.

Dezvoltîndu-se într-un cadru nou, propice legării teoriei cu practica, continuînd cele mai bune tradiții ale întregului învățămînt superior din țara noastră, Institutul de mine din Petroșani se prezintă la a douăzecea aniversare a sa cu un bilanț bogat în realizări, cu experiență și o tradiție proprie în formarea de specialiști cu o înaltă calificare, în dezvoltarea științei și tehnicii miniere, în realizarea procesului complex care asigură prosperitatea industriei miniere.

Institutul de mine din Petroșani are azi două facultăți : Facultatea de exploatări miniere cu secția de exploatări miniere, secția de preparare a minereurilor și secția de topografie și Facultatea de electromecanică minieră. Procesul de învățămînt este bine organizat și are ca elemente de bază cursul, seminarul, lucrările de laborator, practica în producție, proiectele de an și diplomă, vizite și excursii cu caracter științific. Corpul didactic al institutului este format din 11 profesori, 21 de conferențiari, 27 de șefi de lucrări, 62 de asistenți și 18 preparatori, în total 139 de cadre didactice. Dintre acestea, un număr de 18 cadre didactice dețin titlul de doctor în științe, iar un număr de 30 cadre didactice sînt înscrise la doctorat avînd unele examene date sau fiind în faza de elaborare a lucrării.

Preocuparea permanentă din partea cadrelor didactice de a fi în pas cu ritmul rapid al dezvoltării științei și tehnicii contemporane, unele cadre fiind participante directe la această dezvoltare, ne dă garanția înaltei ținute la care se desfășoară procesul de învățămînt.

Rămas singurul institut superior cu profil minier, aici se asigură pregătirea cadrelor cu înaltă calificare pentru toată industria extractivă, prepararea minereurilor și topografie minieră.

De remarcat este faptul că nu există exploatare minieră în țară în care să nu întîlnim muncind cu elan și pasiune absolvenți ai institutului nostru. Pregătirea multilaterală desfășurată în institut este remarcat prin numărul de peste 2 500 de absolvenți din care majoritatea sînt organizatori direcți a procesului de producție, începînd de la nivel de întreprindere și terminînd cu cei care lucrează cu competență în organele de conducere la nivel republican și în diferite organisme internaționale, reprezentînd țara în relațiile cu străinătatea.

Sînt semnificative în acest sens întîlnirile devenite de acum tradiționale dintre studenții

noştri şi absolvenţii institutului în care aceştia din urmă împărtăşesc experienţa şi cunoştinţele dobîndite în procesul de producţie.

De o deosebită atenţie se bucură cercetarea ştiinţifică desfăşurată de cadrele didactice şi studenţii institutului nostru. Prin rezolvarea unor probleme majore ale producţiei, cadrele didactice aduc un aport substanţial la perfecţionarea şi dezvoltarea industriei miniere. Activitatea de cercetare ştiinţifică desfăşurată în catedre se bucură de un deosebit sprijin material. Astfel este elocvent faptul că numai în ultimii doi ani fondurile alocate pentru activitatea de cercetare ştiinţifică s-au ridicat la aproape un milion şi jumătate lei.

Este de remarcat faptul că atît pentru activitatea didactică cît şi ştiinţifică catedrele dispun de unul, două, trei sau chiar mai multe laboratoare.

În activitatea de cercetare ştiinţifică sînt antrenaţi şi studenţii, viitorii cercetători din institutele de cercetări şi proiectări ale Ministerului Minelor.

Pe lîngă catedre îşi desfăşoară activitatea un număr de 10 cercuri ştiinţifice studenţeşti în care activează peste 250 de studenţi.

Activitatea de cercetare ştiinţifică şi didactică este influenţată şi sprijinită de existenţa unei valoroase biblioteci cu publicaţii din ţară şi străinătate, în măsură să asigure cea mai nouă şi utilă informare.

La cei douăzeci de ani ai săi, institutul se găseşte angajat într-o muncă însufleţită pentru traducerea în practică a sarcinilor Congresului al IX-lea al Partidului Comunist Român, pentru creşterea şi educarea de noi generaţii de studenţi şi de dezvoltare a ştiinţei miniere din ţara noastră.

Rolul învăţămîntului superior în societatea de azi se conturează în legătură cu următoarele funcţii: conservarea, perpetuarea şi îmbogăţirea experienţei acumulate de omenire şi educarea studenţilor în spiritul umanismului contemporan, probităţii intelectuale, înaltelor calităţi profesionale.

Conservarea experienţei valoroase presupune existenţa unui sistem de învăţămînt maleabil şi receptiv care să elimine treptat ceea ce a devenit nesemnificativ, perimat [1]).

În Directivele Comitetului Central al Partidului Comunist Român privind dezvoltarea învăţămîntului se subliniază că „Perfecţionarea învăţămîntului superior reprezintă o cerinţă obiectivă şi stringentă a dezvoltării economiei, ştiinţei şi culturii noastre socialiste. Obiectivul fundamental al acestei dezvoltări îl constituie realizarea unei economii dinamice şi moderne, orientată spre folosirea celei mai înalte tehnici în toate domeniile. Procesul desăvîrşirii construcţiei socialiste necesită specialişti cu înaltă calificare, corespunzător cu cerinţele pe care le pun introducerea rapidă a realizărilor tehnicii moderne, creşterea complexităţii economiei şi, totodată, ridicarea nivelului de cultură şi îmbogăţirea vieţii spirituale a întregului popor" [2]).

Măsurile adoptate de Plenara Comitetului Central al Partidului Comunist Român din 22—25 aprilie 1968 se înscriu tocmai pe linia transpunerii în practică a sarcinilor pe care le reclamă perfecţionarea învăţămîntului superior.

Conducerea Institutului de mine, cadrele didactice şi studenţii au primit cu multă satisfacţie Directivele Comitetului Central al P.C.R. privind dezvoltarea învăţămîntului superior, exprimînd hotărîrea fermă de a depune toate eforturile lor pentru îndeplinirea exemplară a măsurilor adoptate, avînd convingerea că realizarea lor va contribui la ridicarea învăţămîntului superior minier la nivelul sarcinilor şi cerinţelor actuale.

---

[1]) I. Stoica — „Orientări şi tendinţe în învăţămîntul superior contemporan". Revista învăţămîntului superior nr. 11967.

[2]) Directivele C.C. al P.C.R. privind dezvoltarea învăţămîntului în R.S.R., aprobată de Plenara C.C. al P.C.R. din 22—25 aprilie 1965. Ed. politică, Bucureşti, 1968, p., 78.

CONSIDERAŢII PRIVIND UTILIZAREA COMBINELOR DE ABATAJ ŞI REZULTATELE OBŢINUTE ÎN BAZINUL CARBONIFER MOTRU

Ing. V. MUREŞANU şi ing. I. VÎLCULESCU

În bazinul carbonifer Motru, cel mai mare bazin de exploatare subterană a lignitului din ţară, gradul de mecanizare la tăierea şi încărcarea cărbunelui prin combine de abataj de mare productivitate a atins un nivel ridicat şi este în continuă creştere. După cum rezultă din figura 1, încă din primii ani de exploatare, ponderea producţiei extrase cu ajutorul combinelor de abataj reprezintă peste 50% din totalul producţiei anuale.

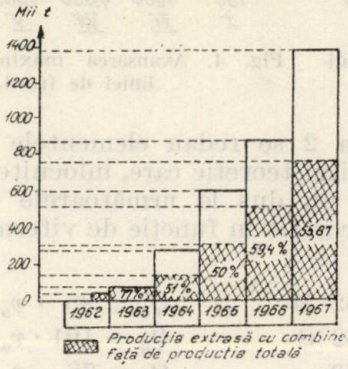


Fig. 1. Dinamica indicelui de mecanizare la tăierea cărbunelui în bazinul Motru.

Uşoara scădere din anul 1967 se datoreşte cerinţelor de exploatare prin abataje cameră a unor zone marginale, necesitate dictată de configuraţia zăcămîntului şi volumul mare de lucrări de deschidere şi pregătire cerut de dinamica creşterii producţiei în acest bazin.

Tipurile de combine utilizate — toate de provenienţă străină — sînt cu acţiune laterală şi deplasare prin glisare pe transportorul cu raclete din abataj, cu sau fără posibilitatea de lucru în suveică (cursă activă în ambele sensuri).

În tabela 1 se redau tipurile de combine în ordinea introducerii în exploatare.

Evacuarea cărbunelui din abataje se face cu transportoare cu raclete de fabricaţie indigenă

Tabela 1

Tipul combinei	Provenienta	Anul primei experimentări	Locul experimentării
K 52 M	U.R.S.S.	1962	E. M. Horăşti
Anderson Boyes	Anglia	1963	E. M. Horăşti
1 K - 52 M	U.R.S.S.	1964	E. M. Horăşti E. M. Leurda
1 Ku - 60 Complex OMKT-IV	U.R.S.S.	1965	E. M. Horăşti
1 K - 52 S	U.R.S.S.	1965	E. M. Leurda
EW 130 - L	R.F.G.	1966	E. M. Horăşti
KS - 1 K Complex OMKT-IV	U.R.S.S.	1966	E. M. Leurda
EW 130 - L Complex Schwarz-Wild	R.F.G. Anglia	1967	E. M. Ploştina
KS - 1 K G Complex 2 OMKT - M 6	U.R.S.S.	1968	E. M. Horăşti

TR-3 şi cu transportoare din import : SP-63 SLASK, OMKT, Eickhoff etc.

Susţinerea abatajelor cu front lung este în întregime metalică realizîndu-se, fie cu stîlpi şi grinzi de diverse tipuri, fie cu complexe de susţinere mecanizată.

Pentru viitor se prevede extinderea complexelor mecanizate care asigură realizarea unor indicatori tehnico-economici superiori.

Indicatori realizaţi

Pe măsura însuşirii tehnologiei de lucru cu noul echipament, indicatorii tehnico-economici obţinuţi au fost din ce în ce mai ridicaţi, atingîndu-se în ultimii ani valori la nivelul celor realizaţi în alte ţări.

În figurile 2, 3 și 4 se redă producția, productivitatea și avansarea liniei de front maximă lunară pe tipuri de combine.

Din realizările celor cinci tipuri de combine utilizate, se remarcă deci cele obținute cu ajutorul combinei KS-1K, care lucrează cu susținere hidraulică mecanizată tip OMKT-IV. Cu această combină s-a realizat o productivitate maximă fizică de 23,73 t/post și o avansare lunară maximă de 81,15 m.

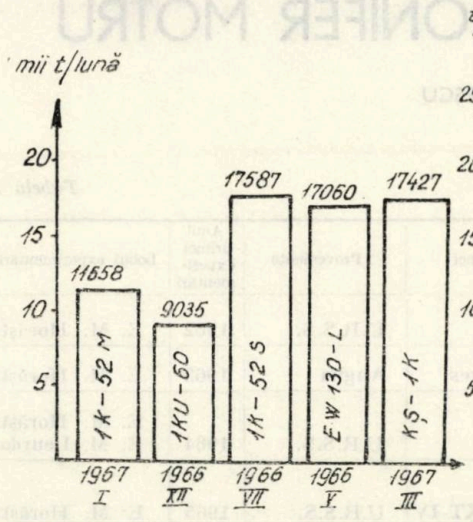


Fig. 2. Producția maximă realizată.

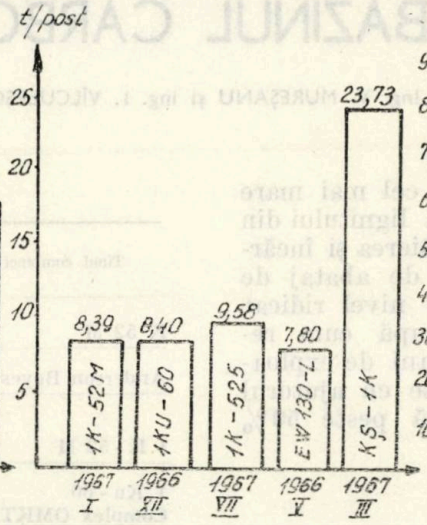


Fig. 3. Productivitatea maximă realizată.

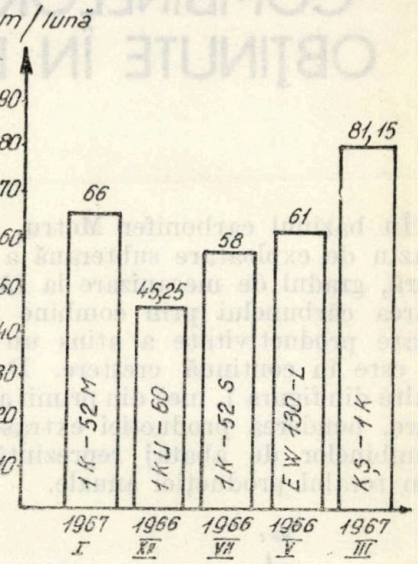


Fig. 4. Avansarea maximă lunară a liniei de front.

Ținînd seama de condițiile abatajelor în care au lucrat uneori combinele, indicatori meritorii apar și cei obținuți la combina 1 K-52 S și EW 130-L.

Rezultatele obținute pînă în prezent la complexul mecanizat Schwarz — Wild de la E.M. Ploștina deocamdată nu pot fi luate în discuție, deoarece complexul este abia la începutul fazei de experimentare.

Se remarcă însă faptul că acest complex este dotat cu o combină EW 130-L perfecționată, în sensul că își poate tăia singură nișa, la fel ca și combina KS-1K.

În aceeași situație, de recentă utilizare, se află și complexul 2 OMKT-6 modernizat, dotat cu combină KS-1KG, intrat în funcție la începutul anului 1968 la E.M. Horăști.

O cauză principală care a împiedicat realizarea unor indicatori mai buni a fost fenomenul de desprindere a blocurilor de cărbune din frontul de lucru.

Pentru a se putea face o analiză comparativă a tipurilor de combine utilizate, se redau mai jos valorile debitului teoretic și tehnic al acestora.

Debirul teoretic s-a calculat cu relația :

$$Q_0 = 60\ (D_s + D_i)\, l \cdot \gamma \cdot v_a, \quad \text{t/h}$$

în care :

D_s este diametrul tamburului superior, m ;

D_i — diametrul tamburului inferior, m ;

l — lungimea tamburului, m

γ — greutatea specifică a lignitului în masiv, 1,28 t/m³ ;

v_a — viteza de avans a combinei, m/min.

În tabela 2 se redau elementele de calcul pentru debitul teoretic care, înlocuite în relația anterioară, au dus la următoarele ecuații ale debitului teoretic în funcție de viteza de avans a combinei :

1K - 52 M	$Q_0 = 95 \cdot v_a$	t/h
1K - 52 S	$Q_0 = 101 \cdot v_a$	t/h
1Ku- 60	$Q_0 = 78 \cdot v_a$	t/h
EW - 130 L	$Q_0 = 80 \cdot v_a$	t/h
KS - 1 K	$Q_0 = 135 \cdot v_a$	t/h.

În tabela 3 sînt trecute debitele teoretice obținute cu ecuațiile de mai sus în care,pentru fiecare tip de combină, s-au dat diferite valori vitezei de avans cuprinse în limitele prescrise de fabricile constructoare.

Grafic variația debitului teoretic, în funcție de viteza de avans, este redată în figura 5.

Rezultă deci că pentru o folosire rațională combinele trebuie să funcționeze cu o viteză de avans cît mai aproape de viteza maximă, indicată de fabricile constructoare. Practic însă, în urma cronometrărilor efectuate se constată că vitezele de avans sînt mult mai mici.

În tabela 4 se redau vitezele medii de avans rezultate în urma cronometărilor în diferite abataje, comparativ cu vitezele indicate de fabricile constructoare.

Tabela 2

	1 K - 52 M	1 K - 52 S	1 Ku - 60	EW 130 - L	KS - 1 K
Înălțimea abatajului, m	2	2	2,50	2,50	2,70
Lățimea fișiei, m	0,75	0,75	0,55	0,75	0,60
Diametrul tobei superioare, m	0,69	0,75	1,32	1,30	1.40
Diametrul tobei inferioare, m	0,96	1,00	0,53		1,40
Lungimea tobei superioare, m	0,75	0,75	0,55	0,80	0,63
Lungimea tobei inferioare, m	0,75	0,75	0,55		0,63
Q tehnic obținut în bazinul Motru, t/h	86,5	103,2	68,5	143,5	150
Q dat de constructor, t/h	200	200	150	**250**	240
Viteza medie de avans necesară pentru Q dat de constructor, m/min	1,75	1,63	1,78	1,74	1,93

Tabela 3

Tipul combinei	V_a, m/min							
	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	2,9	3,0	3,5
1 K - 52 M, t/h	47,5	95	142	190	238	276	—	—
1 K - 52 S, t/h	50,5	101	151,5	202	252	293	—	—
1 Ku - 60, t/h	39	78	118	156	196	—	—	—
EW 130 - L, t/h	40	80	120	160	200	232	240	280
KS - 1K, t/h	67,5	135	207	270	238	392	405	—

Cauzele care au dus la scăderea vitezelor de avans ale combinelor față de cele indicate de constructor sînt următoarele:

— roca din acoperiș nu permite dezvelirea unei suprafețe prea mari, fără a crea pericol de surpare;

— viteza de susținere este inferioară vitezelor maxime de avans a combinelor. Astfel, la susținerea cu stîlpi și grinzi, viteza maximă de susținere în condiții bune de organizare este de 0,8—1,0 m/min, iar la susținerea cu complexe mecanizate de 1,5—1,8 m/min;

Tabela 4

Tipul combinei	Viteza medie de avans realizată, m/min.	Viteza de avans dată de constructor, m/min.
1 K - 52 M	0,75	0—2,9
1 K - 52 S	0,84	0—2,9
1 Ku - 60	0,65	0—2,5
EW 130 - L	1,00	0—3,5
KS - 1 K	1,20	0—3,5

— transportoarele cu raclete din abataj, în special cele folosite în abatajele susținute cu stîlpi și grinzi, au un debit de 150—180 t/h,

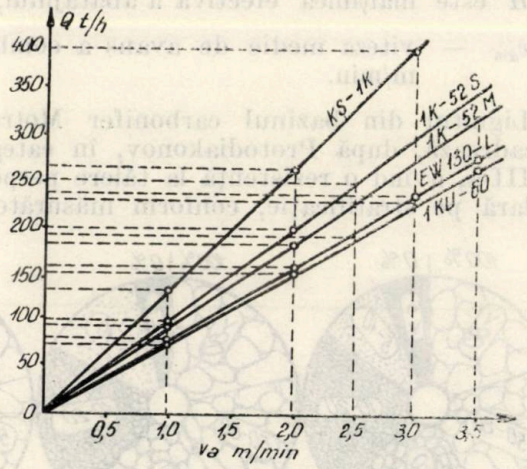


Fig. 5. Graficul relațiilor $Q_0 = f(v_a)$.

limitînd din această cauză exploatarea combinelor cu viteze de avans pînă la 1,5—2,0 m/min;

Tabela 5

Dimensiunea	1K - 52 M		1K - 52 S		1Ku - 60		EW 130 - L		KS - 1 K	
	greutatea medie, kg	%	greutatea medie, kg	%	greutatea medie, kg	%	greutatea medie, kg	%	greutatea medie, kg	%
Peste 80	1,96	19,6	2,22	21,2	2,17	20,9	2,14	21,0	1,92	18,3
Între 50—80	2,19	21,9	2,15	20,2	1,96	18,9	2,14	21,0	2,21	21,1
Între 20—50	2,19	21,9	2,18	20,8	2,19	21,1	2,12	20,9	2,20	21,0
Între 10—20	2,05	20,5	2,12	20,3	1,92	17,5	1,69	16,6	2,03	19,5
Între 5—10	1,04	10,4	1,36	13,0	1,52	14,6	1,44	14,2	1,50	14,5
Sub 5	0,5	5,7	0,46	4,4	0,73	7,0	0,64	6,3	0,58	5,6
Indicele de sfărîmare		16,1	—	17,4	—	21,6	—	20,5	—	20,1

— fenomenul de desprindere a blocurilor de cărbune din front creează greutăţi prin măsurile suplimentare ce se impun pentru susţinerea frontului;

— din măsurătorile efectuate de Institutul de mine din Petroşani şi ICEMIN reiese că pentru rezistenţa la tăiere a lignitului din bazinul Motru, puterile instalate ale combinelor (cu excepţia combinei EW 130-L) nu permit funcţionarea acestora la vitezele indicate de fabricile constructoare, ci la viteze mai mici.

Avînd în vedere vitezele medii de avans realizate a combinelor indicate mai sus, rezultă că debitul tehnic al combinelor este mult inferior debitului dat de constructor. Pentru calculul debitului tehnic, al cărui rezultat este redat în tabela 2, s-a folosit relaţia.

$$Q_t = 60 \cdot H \cdot l \cdot \gamma \cdot v_{am}, \quad \text{t/h}$$

H este înălţimea efectivă a abatajului, m;

v_{am} — viteza medie de avans a combinei, m/min.

Lignitul din bazinul carbonifer Motru se încadrează, după Protodiakonov, în categoria a III-a, avînd o rezistenţă la tăiere perpendiculară pe stratificaţie, conform măsurătorilor efectuate la Institutul de mine din Petroşani de 40—80 kg/cm.

Consumul specific de energie, calculat în baza puterii adsorbite de motorul de acţionare al combinei şi a vitezei medii de avans a acesteia, variază între 0,35 şi 0,55 kWh/t.

După măsurătorile efectuate nu se poate trage concluzia care să precizeze tipul de combină cu organul de tăiere cu cel mai înalt nivel tehnic pentru caracteristicile la tăiere ale lignitului din bazin. Consumul specific de energie pentru un organ de tăiere de nivel tehnic mediu poate fi însă considerat de 0,40—0,45 kWh/t.

Granulaţia cărbunelui, rezultată în urma tăierii mecanizate, este de asemenea un indicator care caracterizează nivelul tehnic al organului de tăiere; rezultatele analizei granulometrice a lignitului, provenit din abatajele dotate cu diverse tipuri de combine şi indicele de sfărîmare relativ, sînt redate în tabela 5.

În figura 6 sînt redate grafic rezultatele analizei granulometrice ale probelor recoltate din diverse abataje.

Din cele prezentate rezultă că tipurile mai moderne de combine KS-1K şi EW 130-L au un indice de sfărîmare mai scăzut datorită

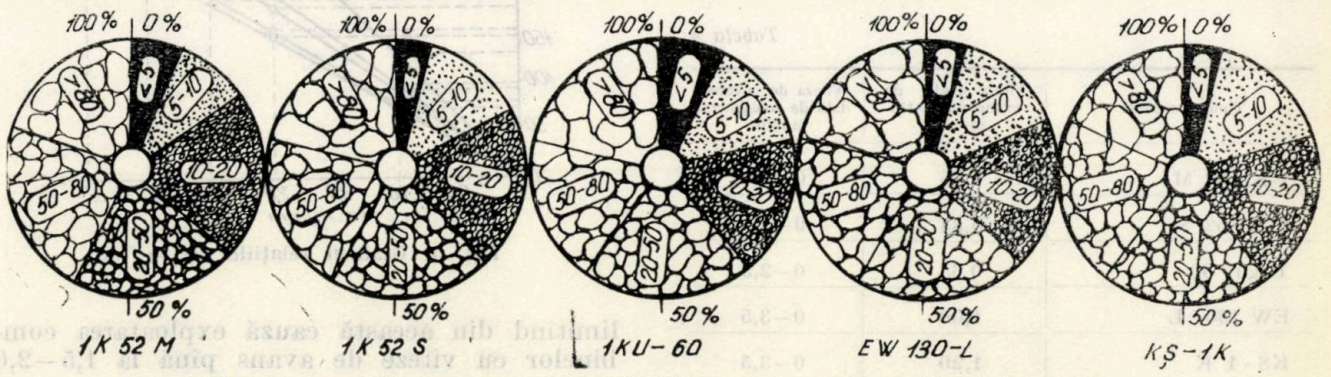


Fig. 6. Compoziţia granulometrică a lignitului extras cu diverse tipuri de combine.

construcției organului de tăiere și faptului că acesta provoacă o sfărîmare suplimentară în timpul transportului și încărcării.

Lungimea abatajelor

Dimensiunile abatajelor pentru tipurile de combine utilizate pînă în prezent în bazinul Motru sînt redate în tabela 6.

Tabela 6

Tipul combinei	Lungimea abatajului, m	Înălțimea abatajului, m	Lățimea abatajului, m
1 K - 52 M	55—102	2,2—2,3	0,62—0,75
1 Ku - 60	50— 60	2,0—2,5	0,50—0,55
1 K-52 S	80—112	2,2—2,3	0,75—0,80
EW 130 - L	95—110	2,2—2,3	0,75—0,78
KS - 1 K (OMKT - IV)	60	2,7	0,6
EW 130 - L (Schwarz — Wild)	87	2,5	0,6—0,65

În ceea ce privește susținerea abatajelor, reiese că cele susținute cu stîlpi și grinzi au o lungime de front de circa 100 m, iar cele susținute cu complexe mecanizate OMKT o lungime de front de circa 60 m. În ultimul timp a apărut tendința de creștere a lungimii de front, tendință dictată de necesitatea îmbunătățirii indicatorilor tehnico-economici. Literatura de specialitate relatează că la un abataj susținut cu stîlpi și grinzi și dotat cu combină 1 K - 52 S, pînă la lungimea de front de 290 m, productivitatea crește cu circa 0,009 t/ post pentru fiecare metru de creștere a lungimii frontului. Practic însă, tendinței de creștere a lungimii frontului i se opune viteza de avans a liniei de abataj, care este funcție de caracterul rocilor din acoperiș. Pentru acoperiș nestabil (cum este cazul și în bazinul Motru) literatura indică viteze minime de avansare a liniei de front, de 2,6—3,8 m/zi. În acest caz, lungimea maximă a frontului se calculează cu relația.

$$L = \frac{24 \cdot l \cdot v'_{am}}{v_e}, \text{ m}$$

în care :

l este adîncimea făgașului, m;

v'_{am} — viteza medie de avans a combinei, m/h;

v_e — viteza minimă de avansare de front (2,6—3,8 m/zi).

Înlocuind în relație valoarea vitezei medii de avans a combinei rezultă, pentru combinele 1 K-52 M și 1 K-52 S, următoarele lungimi maxime de abataj :

Pentru 1 K-52 M $L = \frac{24 \cdot 0{,}75 \cdot 45}{3{,}8} = 213$ m

Pentru 1 K-52 S $L = \frac{24 \cdot 0{,}75 \cdot 50{,}4}{3{,}8} = 238$ m

Utilizînd formula indicată de prof. V.K. Bucinev, pentru determinarea lungimii abatajului în cazul lucrului cu combine :

$$L = (T - t_{pz})n \cdot v + l_l, \quad \text{m}$$

în care :

T este durata schimbului, h;

t_{pz} — durata operațiilor pregătitoare și de încheiere a ciclului, h;

n — numărul de schimburi productive;

v — viteza medie orară de avans a combinei, m/h;

l_l — lungimea totală însumată a nișelor, m, se obțin lungimi de abataj asemănătoare :

1K-52 M $L = (8-3{,}5)\,1.45 + 12 = 214$ m

1K-52 S $L = (8-3{,}5)\,1.50{,}5 + 12 = 239$ m

În ceea ce privește lățimea fișiei în cazul tăierii mecanizate, în urma experiențelor de pînă acum, se pare că lățimea optimă este de 0,75 m care permite desfășurarea unui proces tehnologic normal în abataj. De altfel și literatura de specialitate indică valoarea optimă pentru lățimea fișiei de 0,60 — 0,80 m, aceasta scăzînd o dată cu mărirea lungimii liniei de front a abatajului și cu creșterea grosimii exploatabile a stratelor de cărbune.

Modificări locale aduse combinelor

Deși perioada de utilizare a combinelor de abataj de diverse tipuri a fost relativ scurtă, încă de la început s-au experimentat modificări ale unor organe aparținînd combinelor, în sensul ca ele să fie adaptate cît mai bine condițiilor de lucru din acest bazin, ca de exemplu :

— construirea la combina 1 Ku-60 a unui plug de încărcare mai ușor și mai simplu, care executa o mai bună încărcare a cărbunelui tăiat pe transportor;

— modificarea manetelor de inversare a sensului motorului hidraulic la combinele 1 K-52 M pentru a putea fi manipulat din culoarul II al abatajului și din ambele părți ale combinei, atît în abataje pe dreapta, cît și pe stînga, pentru evitarea accidentelor combainerului în cazul căderilor de bulgări din frontul de cărbune;

— experimentarea unor noi tipuri de cuţite de tăiere cu profil mai corespunzător zăcămîntului de lignit în bazin care are o structură lemnoasă pronunţată;

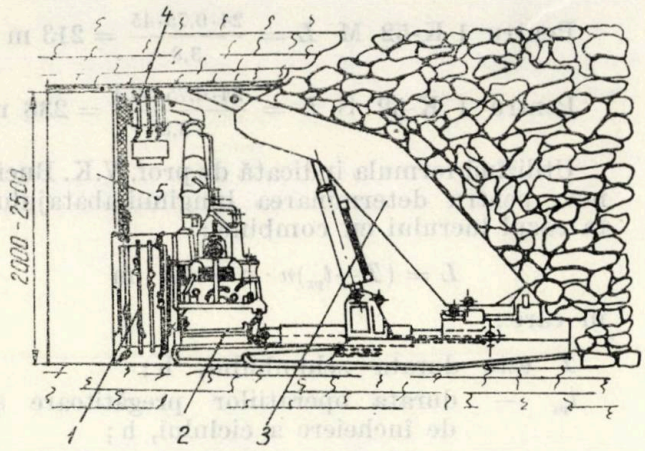


Fig. 7. Scut OMKT:
1 — toba inferioară; 2 — transportor; 3 — scut; 4 — toba superioară; 5 — lanţ de havare.

— modificarea tamburului superior de la combina 1K-52 M, prin aplicarea la ultimul inel al tamburului superior a unui disc, avînd un diametru mărit (de la 750 la 1 000 mm). Prin această modificare s-a realizat micşorarea cantităţii de cărbune ce se depilează manual şi desprinderea integrală a bancului de cărbune dintre tamburi;

— confecţionarea unor sănii cu suprafaţă de contact mărită la combina EW 130-L, care asigură o mai bună sprijinire şi ghidare a combinei în partea dinspre frontul de cărbune, în scopul prevenirii repetatelor deteriorări a platbandei superioare de la scocul transportorului;

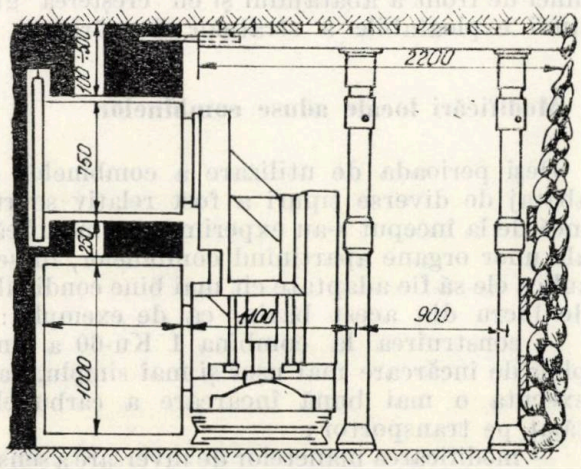


Fig. 8. Modificarea tamburului superior la combina 1K-52M, abataj cu susţinere individuală.

— mărirea diametrelor tamburului inferior şi superior şi modificarea săniilor de ghidare pe transportor la combina 1 K-52 M, pentru ca această combină să poată fi utilizată la complexul mecanizat OMKT-IV, în locul combinei 1 Ku-60.

Importante propuneri şi modificări locale s-au făcut şi la complexul Schwarz — Wild, intrat recent în funcţiune, privind îmbunătăţirea sistemului său de susţinere.

Propuneri locale de modificare a secţiilor de susţinere s-au făcut şi la complexul 2 OMKT-6M, intrat în funcţiune la începutul anului 1968.

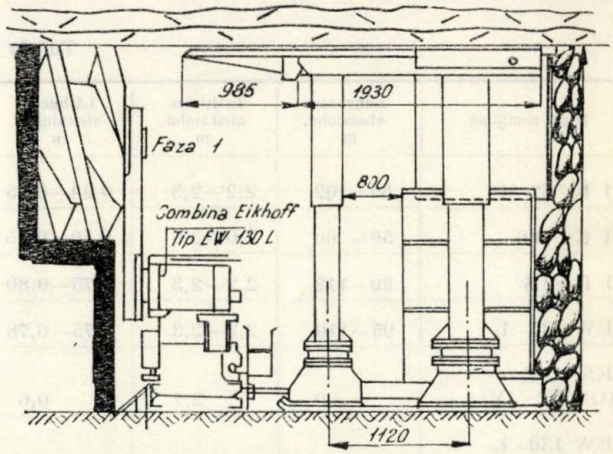


Fig. 9. Complex mecanizat Schwarz—Wild.

CONCLUZII

Din analiza rezultatelor obţinute la tăierea şi încărcarea mecanizată în abatajele cu front lung în bazinul Motru, reiese că cele mai bune rezultate au fost obţinute cu ajutorul combinelor prevăzute cu organ de tăiere, format din două tobe melcate, la care suma diametrelor este cît mai apropiată de grosimea exploatabilă a stratului.

În aceleaşi condiţii de susţinere — stîlpi şi grinzi sau complexe mecanizate — combinele cu o singură tobă de tăiere, deşi pot dezvolta o viteză mai mare de avans (viteză permisă de puterea instalată şi de debitul transportorului cu raclete din abataj), aceasta este practic limitată de viteza de susţinere. Din acest motiv durata unui ciclu complet — la aceeaşi lungime a liniei de abataj — este în general mai mare la combinele cu o singură tobă decît la cele cu două tobe.

La alegerea combinei, ca putere instalată şi ca viteză de avans, trebuie ţinut cont de susţinerea care va fi folosită. Din acest punct de vedere apare neraţională utilizarea combinelor cu puteri instalate şi viteze de avans mari în abatajele susţinute cu stîlpi şi grinzi, întrucît necorelarea dintre viteza de avans a combinei şi a susţinerii atrage după sine folosirea în abataj a unor transportoare cu raclete de debite mari. Aceste transportoare vor avea un coeficient scăzut de utilizare în timp.

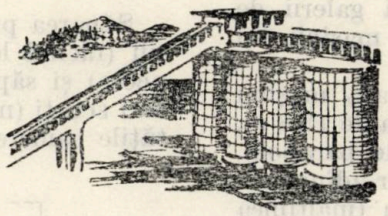
Pentru a se determina dacă la condiţiile de zăcămînt din bazinul Motru ar fi sau nu justificată folosirea combinelor cu reglare automată a regimului de tăiere — combine care sînt mai costisitoare şi reclamă personal de întreţinere de o calificare superioară — se consideră necesară experimentarea unui tip de combină cu reglare automată a vitezei de avans, în funcţie de rezistenţa la tăiere a cărbunelui.

Combinele care îşi execută singure nişa şi pot funcţiona în suveică (cursă activă în ambele sensuri) sînt cele mai indicate ca tip constructiv.

Toate combinele utilizate, fiind de fabricaţie străină, nivelul tehnic al organului de tăiere este mai mult sau mai puţin corespunzător caracteristicilor lignitului nostru. Se apreciază ca necesară deci continuarea cercetărilor începute în vederea stabilirii unui organ de tăiere cu nivel tehnic optim pentru specificul zăcămîntului din bazinul Motru.

Lungimea liniei de front — avînd în vedere lungimile actuale — este indicat a fi mărită în scopul îmbunătăţirii indicatorilor tehnico-economici, mai ales în cazul folosirii complexelor cu susţinere mecanizată, care asigură o viteză de avansare mai mare a liniei de front.

Fenomenul de desprindere a blocurilor de cărbune din front, împiedicînd desfăşurarea normală a fluxului tehnologic din abataj, apare ca necesară continuarea cercetărilor pentru stabilirea măsurilor optime de susţinere a frontului şi desfăşurare controlată a fenomenului.



SĂPAREA ŞI SUSŢINEREA UNEI CONSTRUCŢII MINIERE DE GABARITE MARI DUPĂ METODE AVANSATE

Ing. D. BĂBĂLĂU, ing H. ANASTASE şi ing. C. TOTORCEA

La o mină a Intreprinderii miniere Bihor, s-a proiectat ansamblul lucrărilor miniere subterane necesare instalaţiei de extracţie 2 BM 3000, compus din : casa maşinii de extracţie, camera rezistenţelor electrice, canalul pentru cabluri, camera moletelor şi două galerii de acces, care asigură intrarea în casa maşinii din ambele părţi.

Conform proiectului întocmit, casa maşinii are deschiderea de 8,0 m, lungimea de 13,8 m, secţiunea fiind o boltă în formă de parabolă, cu înălţimea la cheie de 7,45 m, iar adîncimea fundaţiei pentru maşină de 4,0 m (înălţimea totală a lucrării de excavat 11,45 m).

Susţinerea casei maşinii şi a celorlalte lucrări cu deschidere peste 3,0 m a fost prevăzută în beton de 40 cm grosime, turnat prin procedeele clasice de şantier.

Avînd în vedere că roca permite şi alte sisteme de susţinere, s-a analizat şi executat soluţia de susţinere cu ancore, plasă de sîrmă şi beton torcretat. Deoarece acest sistem nu este întîlnit în practica curentă în ţara noastră pentru lucrări miniere cu deschideri mari, s-a considerat util să se redea datele tehnice principale privind realizarea acestei lucrări.

1. Săparea casei maşinii de extracţie

Rocile în care sînt amplasate lucrările sînt formate din cuarţite şistoase şi şisturi cloritoase verzui, aparţinînd complexului cristalin al seriei de Bihor, în care se găseşte zăcămîntul. Rocile sînt stabile şi nu au fost afectate de accidente tectonice deosebite. În ceea ce priveşte duritatea, rocile fac parte din categoria tare şi foarte tare.

După săparea celor două galerii de acces, s-a procedat la săparea casei maşinii, iar golul necesar fundaţiei s-a săpat numai după ce s-a terminat susţinerea bolţii cu ancore, plasă şi torcret.

Pentru a executa săparea spaţiului necesar de 13,8 x 8 m, s-a adoptat soluţia săpării în următoarele faze.

Faza I (fig. 1, 2, 3)

Săparea primei galerii în axul camerei maşinii (tăcînd legătura între cele două galerii de acces) şi săparea din prima galerie a doi suitori scurţi (nr. 1 şi 2), amplasaţi către extremităţile camerei maşinii.

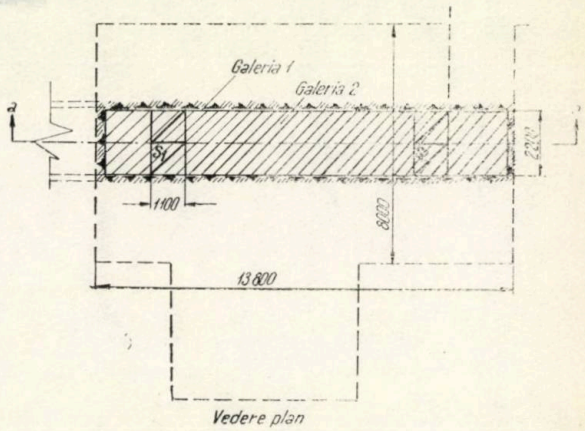


Fig. 1.

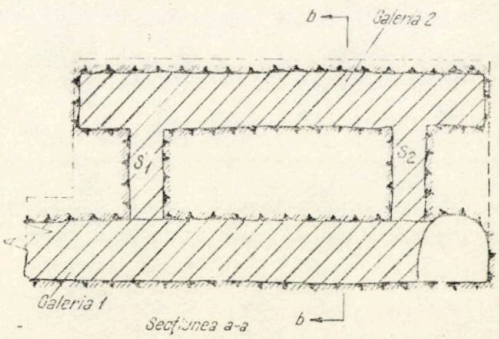


Fig. 2.

Săparea celei de-a doua galerii, între cei doi suitori, avînd tavanul sub conturul bolții cu 50 cm mai jos, cu scopul de a permite ulterior formarea conturului definitiv și cît mai regulat al bolții, prin împușcarea dirijată a fișiei

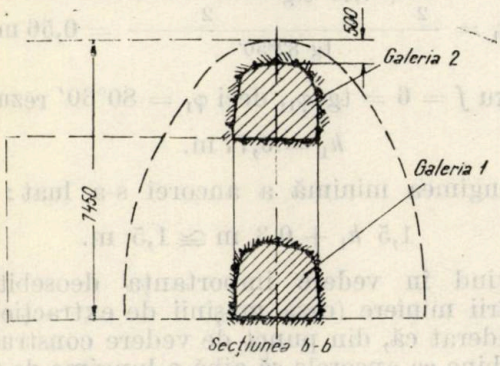


Fig. 3.

(cu găuri scurte cu încărcătură mică). Împușcarea cu încărcătură mică nu a deranjat stabilirea rocilor, prezentînd o siguranță mare și creînd un contur cît mai uniform.

Faza a II-a (fig. 4)

Săparea porțiunii cuprinse între tavanul galeriei a doua și perimetrul bolții în zona superioară, iar apoi definitivarea profilului bolții în zona superioară și montarea ancorelor pe măsura avansării săpării.

Faza a III-a (fig. 5)

Săparea rocii cuprinse între vatra galeriei a doua și perimetrul din partea superioară a bolții, apoi montarea ancorelor în noua porțiune de boltă creată.

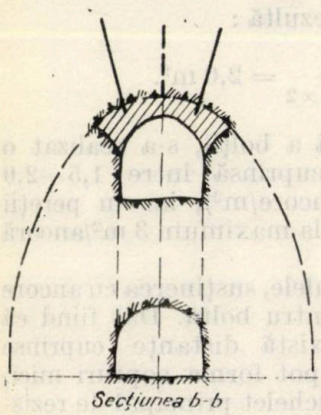


Fig. 4.

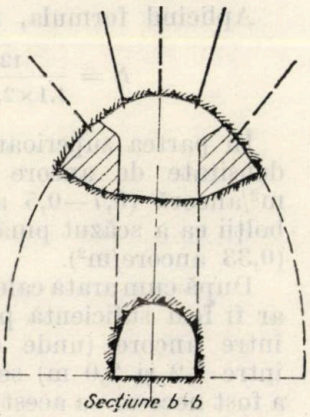


Fig. 5.

Faza a IV-a (fig. 6)

Săparea unei felii de circa 2,0 m grosime în partea centrală a profilului și montarea ancorelor în pereți.

Faza a V-a (fig. 7.)

Săparea rocii din partea inferioară a casei mașinii.

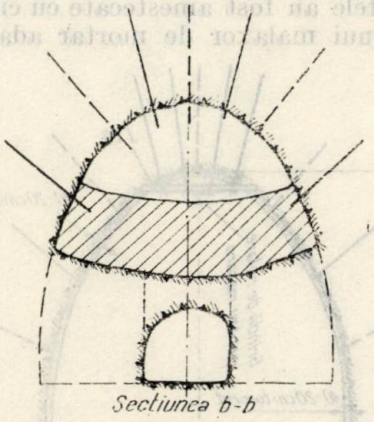


Fig. 6.

Principiul de săpare în trepte a casei mașinii de sus în jos a permis să se realizeze susținerea casei cu ancore pe măsura creării golului descendent. Astfel s-a putut conta pe o siguranță deplină în timpul săpării în ceea ce privește susținerea.

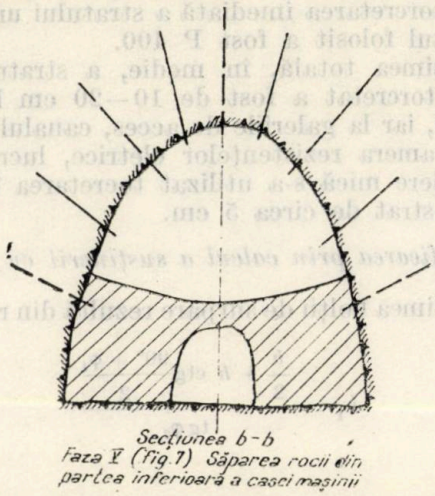


Fig. 7.

2. Susținerea definitivă a ansamblului de lucrări miniere

Deși ancorele montate în timpul săpării au jucat rol de susținere provizorie, în această etapă a lucrării ele au constituit de fapt elemente de susținere definitivă, susținere completată cu plasă și beton torcretat, după terminarea săpării. Ancorele au fost montate în rînduri longitudinale distanțate la circa 1,2—2,0 m, iar distanța dintre ancorele aceluiași șir a fost de 1,50 m. Ancorele au fost de tipul cu bucșe, au avut lungimea de 1,80—3,0 m,

diametrul de 20 mm şi au fost dispuse în şah. De ancore s-a legat plasa de sîrmă şi apoi s-a torcretat.

Maşina de torcretat a fost de tipul MTC-2, iar agregatele au fost amestecate cu ciment cu ajutorul unui malaxor de mortar adaptat.

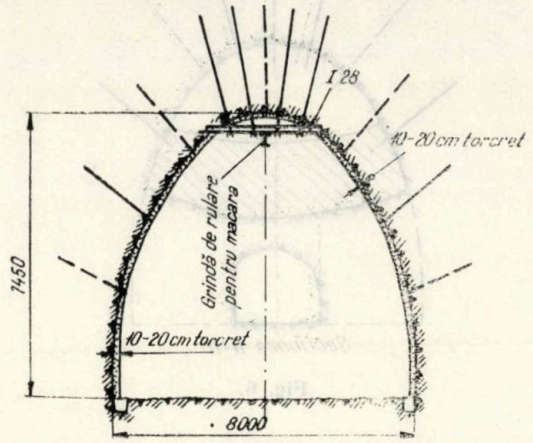


Fig. 8.

Torcretarea s-a făcut în strate de 5—7 cm, iar la tavan s-au utilizat şi acceleratoare de priză Sigurit, care au realizat micşorarea cantităţii de ricoşeu şi o priză rapidă, permiţînd astfel torcretarea imediată a stratului următor. Cimentul folosit a fost P 400.

Grosimea totală, în medie, a stratului de beton torcretat a fost de 10—20 cm la casa maşinii, iar la galeriile de acces, canalul cablurilor, camera rezistenţelor eletrice, lucrări de deschidere mică s-a utilizat tocretarea într-un singur strat de circa 5 cm.

Verificarea prin calcul a susţinerii cu ancore

Înălţimea bolţii de surpare rezultă din relaţia :

$$h_1 = \frac{\frac{b}{2} + h \operatorname{ctg} \frac{90° + \varphi_1}{2}}{\operatorname{tg} \varphi_2}$$

unde :

h_1 este înălţimea bolţii de surpare, m;
b — lăţimea (deschiderea) lucrării miniere, m;
h — înălţimea lucrării miniere, m;
φ_1 — unghiul de frecare internă a rocilor din pereţi;
φ_2 — unghiul de frecare internă a rocilor din tavan.

Deoarece tavanul şi pereţii nu au prezentat diferenţieri în ceea ce priveşte natura rocilor, se consideră $\varphi_1 = \varphi_2$, iar tg $\varphi_1 = f$, unde f este coeficientul de tărie a rocilor, după scara Protodiakonov. În cazul rocilor în care se află lucrarea descrisă, în mod frecvent, $f = 8—10$; uneori au apărut şi roci cu $f = 12$, după cum nu s-a exclus nici posibilitatea existenţei unor roci cu $f = 6$.

Aplicînd formula dată pentru $f = 8 = \operatorname{tg} \varphi_1$, deci $\varphi_1 = 82°50'$, rezultă :

$$h_1 = \frac{\frac{8}{2} + 7{,}45 \operatorname{ctg} \frac{90° + 82°50'}{2}}{\operatorname{tg} 82°50'} = 0{,}56 \text{ m}.$$

Pentru $f = 6 = \operatorname{tg} \varphi_1$, deci $\varphi_1 = 80°30'$ rezultă :

$$h_1 = 0{,}77 \text{ m}.$$

Lungimea minimă a ancorei s-a luat :

$$1{,}5 \; h_1 + 0{,}3 \text{ m} \cong 1{,}5 \text{ m}.$$

Avînd în vedere importanţa deosebită a lucrării miniere (casa maşinii de extracţie) s-a considerat că, din punct de vedere constructiv, este bine ca ancorele să aibă o lungime de siguranţă mai mare. Astfel, la pereţii bolţii lungimea reală a fost de 1,80 m, crescînd apoi, către cheia bolţii, pînă la 3,0 m.

Densitatea ancorelor (suprafaţa care revine unei ancore) se calculează cu formula :

$$S = \frac{P}{l \cdot \gamma \cdot c}$$

în care :

S este suprafaţa de boltă aferentă unei ancore, m²;
P — portanţa unei ancore = 12 tf pentru ancorele Ø 20 mm;
l — grosimea maximă a bolţii de surpare, luînd în consideraţie şi deranjamentele în rocă produse de împuşcare = 1,1 m;
γ — greutatea volumetrică a rocii t/m³ = = 2,7 t/m³;
c — coeficient de siguranţă = 2.

Aplicînd formula, rezultă :

$$S = \frac{12}{1{,}1 \times 2{,}7 \times 2} = 2{,}0 \text{ m}^2.$$

În partea superioară a bolţii, s-a realizat o densitate de ancore cuprinsă între 1,5—2,0 m²/ancoră (0,7—0,5 ancore/m²), iar în pereţii bolţii ea a scăzut pînă la maximum 3 m²/ancoră (0,33 ancore/m²).

După cum arată calculele, susţinerea cu ancore ar fi fost suficientă pentru boltă. Dat fiind că între ancore (unde există distanţe cuprinse între 1,2 şi 2,0 m) se pot forma copturi mici, a fost necesar ca acest schelet principal de rezistenţă, format din ancore, să se completeze ca susţinere cu plasă de sîrmă şi beton torcretat. Grosimea medie realizată a stratului de torcret a fost de 10—20 cm, necesară mai ales din motive constructive (formarea unui contur mai regulat, înglobarea plasei de sîrmă, siguranţă sporită).

Grinda de rulare pentru macara

Grinda a fost prevăzută în proiect să se monteze la plafon, în axul camerei maşinii de extracţie, susţinută de profile transversale I 28, încastrate în beton.

o repartizare simetrică a solicitărilor s-au prevăzut patru ancore la o grindă transversală.

Avantajele tehnico-economice

Avantajele tehnico-economice realizate prin aplicarea sistemului de susţinere arătat sînt:

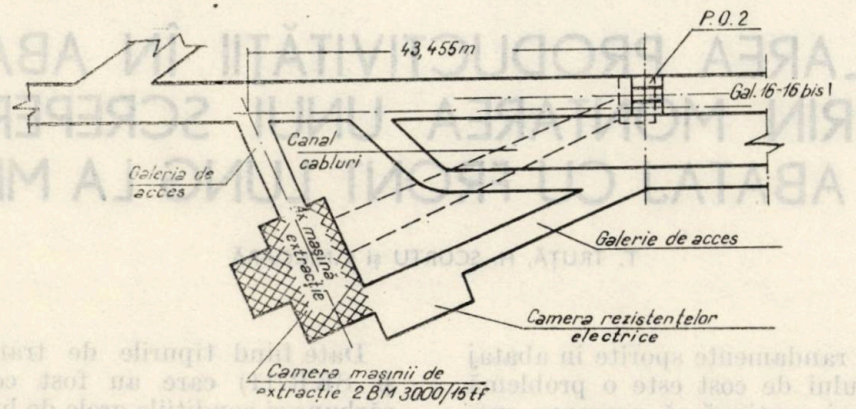


Fig. 9.

O dată cu schimbarea sistemului de susţinere a camerei maşinii, s-a modificat şi sistemul de susţinere prevăzut pentru profilele transversale, prin suspendarea cu ancore lungi de 4,0 m fixate în tavan. Această nouă soluţie a permis montarea, cu uşurinţă, a grinzilor şi reglarea coliniarităţii punctelor de susţinere a grinzii de rulare.

Sarcina care trebuie preluată de o grindă transversală şi transmisă prin ancore la tavan este de 8,5 t (greutatea celei mai mari piese plus greutatea profilelor şi a macaralei). Ancorele, fiind înclinate la 10° faţă de verticală, urmează să preia sarcina de $\frac{8,5}{\cos 10^\circ} = 8,8$ t.

Socotind portanţa unei ancore la rupere de 12 tf şi avînd în vedere regimul de lucru, s-a luat un coeficient de siguranţă $c=4$. Din calcul rezultă că pentru o grindă transversală sînt necesare trei ancore de susţinere. Pentru

— eliminarea susţinerii provizorii în timpul săpării pînă la betonare, susţinere care prin procedeele clasice se face masiv cu stive sau cu un schelet de armături foarte complicat, care îngreuiază mult lucrările de săpare;

— mecanizarea lucrărilor de betonare prin proiectare cu ajutorul aerului comprimat (maşina MTC-2), reducînd mult efortul fizic al muncitorilor;

— eliminarea cofrajului în totalitate şi a susţinerii acestuia;

— realizarea unui beton de o calitate foarte bună şi reducerea grosimii de betonare de la 40 la 10—20 cm;

— simplitatea şi uşurinţa de executare;

— reducerea la jumătate a duratei lucrărilor;

— siguranţa deplină, atît în timpul săpării, cît şi în cursul realizării lucrării;

— reducerea cheltuielilor de executare cu circa 220 000 faţă de valoarea de deviz de 1 046 000 lei.

DUBLAREA PRODUCTIVITĂŢII ÎN ABATAJ PRIN MONTAREA UNUI SCREPER ÎNTR-UN ABATAJ CU FRONT LUNG LA MINEREURI

T. TRUŢĂ, H. SCURTU şi C.NICOARĂ

Obţinerea unor randamente sporite în abataj şi reducerea preţului de cost este o problemă care a preocupat şi continuă să preocupe specialiştii din industria minieră a ţării noastre.

În acest sens şi la Intreprinderea minieră Baia de Aries, în decursul anilor, s-au întreprins o serie de acţiuni care vizau obţinerea unor rezultate mai bune.

Zăcămîntul din Baia de Arieş este format din mineralizaţii auro-argentifere şi sulfuri complexe, localizate în stocuri şi filoane. Ponderea principală în producţia minei Baia de Arieş o formează minereul auro-argentifer care, în prezent, se extrage din stocuri în proporţie de 96,4%.

Stocurile sînt formate dintr-o brecie andezitică pe alocuri alterată. Elementele breciei sînt de dimensiuni variabile (de la cîţiva milimetri la 2—3 m), cimentul fiind format din cruste de cuarţ mineralizate.

Metoda de exploatare a stocurilor a evoluat în decursul timpului : la început s-a exploatat în felii orizontale cu camere şi rambleiere, feliile exploatîndu-se ascendent. Din cauza unor surpări masive a stocului s-a trecut la exploatarea descendentă prin aceeaşi metodă de extragere, iar ulterior la exploatarea prin abataje cu front lung şi surparea pernei de rambleu, creată anterior. Susţinerea se făcea cu grinzi de stejar montate paralel cu frontul şi stîlpi de molid, pasul de surpare fiind de 2,8 m, dirijarea presiunii făcîndu-se prin perforarea şi împuşcarea stîlpilor din spatele unei linii întărite, pe poditură din lemn crăpat de stejar. Înălţimea feliei extrase a crescut de asemenea de la 2,5 la 3 m.

Extragerea se realizează pe tronsoane de front prin operaţiile de perforare-împuşcare a unor găuri în lungime de 1—1,2 m, plasate pe rînduri orizontale. Minereul împuşcat se evacua din front cu vagonetul încărcat manual. Ulterior s-au adoptat transportoare cu raclete tip TP-1 şi SKR-11 pentru transportul minereului din abataj şi pe galeriile colectoare.

Date fiind tipurile de transportoare (TP-1 şi SKR-11) care au fost construite pentru cărbune şi condiţiile grele de lucru în cazul unui minereu metalifer (greutate specifică mare, duritate, abrazivitate etc.)s-a adoptat extragerea feliei prin două fîşii decalate între ele pe lungimea frontului, după a căror extragere transportorul se demonta şi se monta pe noul culoar lîngă front, dar în spatele stîlpilor susţinerii, pentru a fi protejat.

Distanţa de la front la transportor variază de la circa 0,4 m, cînd transportorul este pe noul culoar, pînă la 2,8 m, la terminarea extragerii celor două fîşii pe lungimea abatajului de 30—70 m, după care se mută transportorul. Încărcarea se face manual.

În acest stadiu al evoluţiei metodei de exploatare aplicată la stocurile aurifere (abataj cu front lung şi surpare, transportor cu raclete în abataj, încărcare manuală), productivitatea care crescuse treptat a ajuns la un maxim de 3,2—3,3 t/post, valoare ce nu a putut fi depăşită mai ales din cauza neconcordanţei între mijlocul de transport (transportor cu raclete de tip uşor) şi modul de încărcare (manuală).

Recent, conducerea întreprinderii a iniţiat achiziţionarea şi experimentarea unor transportoare blindate tip TR-3, care permit menţinerea lîngă front şi deci mărirea coeficientului de autoîncărcare a minereului la împuşcare. Acest fapt a făcut necesară modificarea monografiei de armare, susţinerea realizîndu-se din cadre de lemn montate perpendicular pe front. Deşi timpul de cînd se lucrează cu aceste transportoare (4 luni) nu permite încă tragerea unor concluzii finale se întrevede de pe acum o mare uzură a elementelor transportorului, în special a jgheaburilor, deci un preţ de cost ridicat, iar productivitatea a crescut faţă de valorile arătate pentru transportorul SKR-11, cu numai 10%.

★

Din studiul operaţiilor componente ale ciclului de lucru, a rezultat că o pondere mare

revine operațiilor de încărcare și evacuare a minereului împușcat în abataj. Deoarece autoîncărcarea minereului la împușcare, în cazul transportoarelor SKR-11, este aproape nulă, iar în cazul transportoarelor TR-3 este sub 50%, practic cea mai mare parte a minereului împușcat trebuie încărcat manual, fapt ce implică o serie de inconveniente dintre care amintim :

— durată mare a operației de evacuare a minereului împușcat, cu consecințele sale ;

— număr mare de muncitori ocupați în operația de încărcare și evacuare a minereului, deci o productivitate scăzută și preț de cost ridicat pe operație ;

— efort fizic mare care duce la creșterea posibilității de îmbolnăviri profesionale sau accidente.

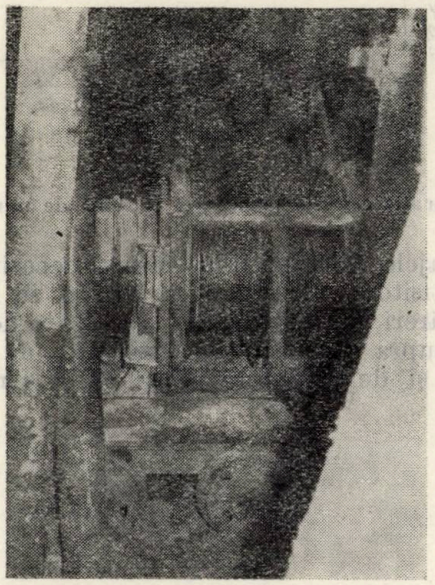


Fig. 1.

Pentru a elimina aceste neajunsuri, s-a experimentat la Baia de Arieș mecanizarea încărcării și transportului cu ajutorul unei instalații screper, avînd următoarele caracteristici :

— greutatea cupei, 0,8 t ;
— volumul cupei screperului, 0,45 m^3 ;
— timpul unei curse (la o lungime de front de 40 m), 83,2 s ;
— debitul instalației, 24 t/h ;
— cablul de tracțiune, Ø = 19 mm ;
— puterea motorului, 22 kW ;
— înclinarea dinților cupei, 55° ;
— tipul cupei — cutie racletă.

Cupa a fost construită în atelierul minei.

Troliul instalației s-a fixat pe un postament metalic montat pe un cărucior cu roți pe șină c.f. pentru a ușura mutarea instalației o dată cu avansarea frontului (fig. 1).

Scripetele de întoarcere a cablului este fixat în contactul stocului cu ajutorul unei ancore recuperabile cu pană laterală din fier Ø = 40 mm.

În vederea localizării minereului împușcat pe culoarul de lucru, pe stîlpii susținerii s-au prevăzut paravane din benzi de cauciuc (benzi uzate de la uzina de preparare), prevăzute înspre

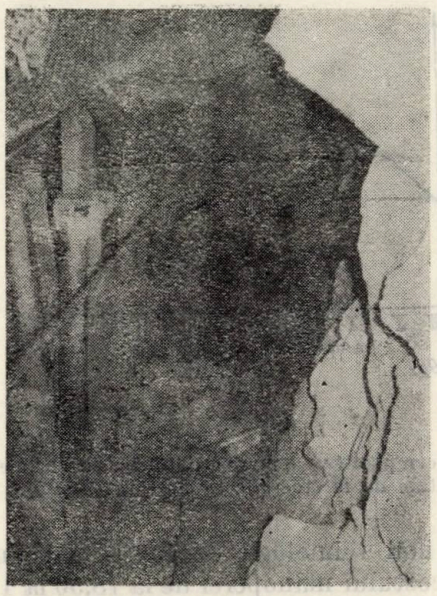


Fig. 2.

surpare cu cîte trei toroane de cablu de oțel vechi, ce formează un element de rezistență și opresc împingerea paravanului între stîlpii susținerii la împușcare și în timpul transportului (fig. 2).

Fig. 3.

Experimentarea acestei instalații screper s-a făcut în paralel cu experimentarea susținerii metalice (stîlpi ST-6 și grinzi tubulare) și a poditurii din plasă de sîrmă (fig. 3), deci tehnologia de lucru în abataj s-a schimbat, atît în ce privește susținerea și dirijarea presiunii, cît și mijloacelor de încărcare și transport.

În figurile 4 şi 5 sînt redate grafic comparaţiile între cele două tehnologii de lucru aplicate. Reiese pregnant în evdenţă creşterea continuă a productivităţii muncii în abataj o dată cu

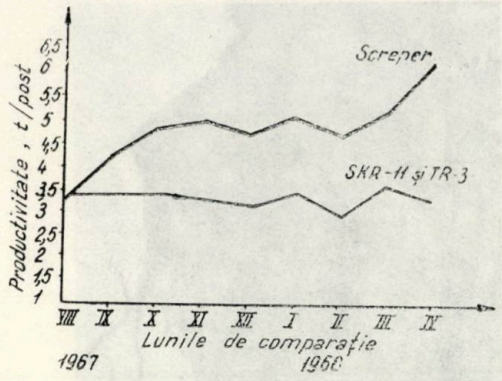


Fig. 4.

Situaţia comparativă a productivităţilor în abatajele frontale de la stocurile aurifere nr. 2 şi 5.

însuşirea noii tehnologii de lucru, precum şi scăderea costului manoperei de la 18,50 la 11,42 lei/t, deşi cîştigul pe post de miner a crescut.

De asemenea, trebuie remarcat faptul că numărul de muncitori pe zi şi abataj a fost redus la numai o treime. Se înţelege că modificările aduse în tehnologia şi formaţia de lucru a necesitat o altă organizare a muncii în abataj.

În concluzie, din rezultatele experimentării făcute în cadrul minei Baia de Arieş cu instalaţia de screper, reiese posibilitatea ridicării eficienţei economice şi a productivităţii muncii

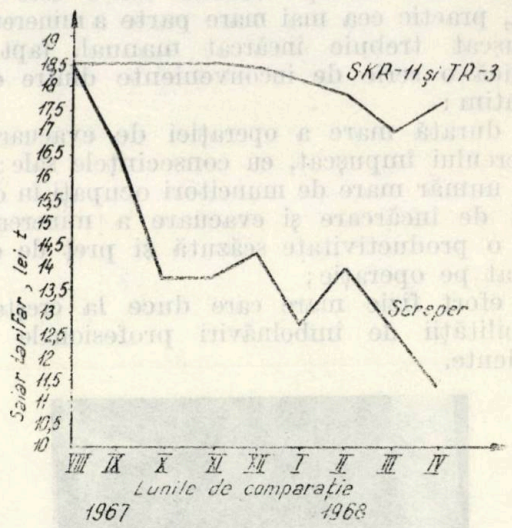
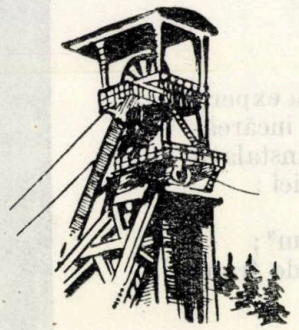


Fig. 5.

Comparaţia costului manoperei pe tona de minereu.

în abatajele cu front lung, fără a necesita utilaje costisitoare. Este necesar însă a se revizui unele păreri, nu întotdeauna verificate de practică, asupra posibilităţilor existente de mecanizarea şi de organizarea mai bună a muncii.



CÎTEVA PROPRIETĂŢI ALE FORMĂRII PRAFULUI ŞI APLICAREA LOR ÎN CERCETARE

Ing. M. COCULESCU

Concentraţiile de praf din aer ce se formează în timpul operaţiilor din mine şi instalaţii de preparare de la suprafaţă au un efect dăunător, atît pentru sănătatea oamenilor prin îmbolnăviri pneumoconiotice, conjuctivite, dermatoconioze, accidentări din cauza reducerii vizibilităţii, explozii de praf de cărbune, sulf etc., cît şi pentru utilajul existent pe care-l uzează prematur.

Mărirea concentraţiilor de praf din aer depinde de o serie de factori printre care se pot aminti : natura şi umiditatea rocii, procesul de lucru şi intensitatea de lucru, utilajele folosite şi numărul acestora, secţiunea camerei sau a lucrării miniere în care se formează praful, modul de aerisire şi de întreţinere a instalaţiilor de aerisire, metodele de prevenire şi combatere a prafului şi modul de utilizare al acestora etc.

Pentru menţinerea unui regim de formare a prafului constant trebuie ca toţi aceşti factori să se menţină constanţi. Dacă unul din factori se modifică în timpul unei operaţii, atunci concentraţiile de praf aflate în suspensie în atmosfera locului de muncă se schimbă.

Din cantitatea totală de praf ce se formează în timpul unei operaţii de lucru numai o parte trece în suspensie, cantitatea cea mai mare rămîne în material, iar o parte se depune imediat după formare — în general praful grosier.

Particulele de praf care se depun cu aceeaşi viteză cu care se formează vor fi întotdeauna în aer în aceeaşi proporţie. Întrucît, în general, particulele fine se depun mai greu decît se formează, cantitatea acestora în aer este mai mare şi scade o dată cu creşterea dimensiunilor lor.

Viteza de cădere a particulelor de praf se calculează cu ajutorul ecuaţiei combinate Stokes — Cunningham [1], în special pentru particulele mici de praf (0,1 —100 μm)

$$v = \frac{2\,r^2\,g\,(\sigma - \rho)}{9\,\mu}\left(l + \frac{A \cdot l}{r}\right),\ \text{cm/s},$$

în care :

- v este viteza de cădere (finală constantă) a particulei de praf cu raza r în mediu liniştit, omogen, cu densitatea uniformă şi viscozitatea μ;
- μ — viscozitatea mediului (pentru aer la 15°C, $\mu = 17 \cdot 10^{-5}$ g/cm³);
- r — raza particulei de praf, cm;
- g — acceleraţia gravitaţională = 0,981 cm/s²;
- σ — greutatea specifică a particulei de praf în cădere (pentru cuarţ, $\sigma =$ = 2,65 g/cm³);
- ρ — greutatea specifică a mediului în care cade particula de praf (pentru aer $\rho = 0{,}0013$ g/cm³);
- l — spaţiul parcurs de o moleculă în mediu înconjurător;
- A — constantă.

Pentru aer : $A \cdot l = 1{,}467 \cdot 10^{-5}$.

În cazul particulelor de praf din cuarţ şi a aerului, ecuaţia va deveni :

$$v = 3{,}4 \cdot 10^6 \cdot r^2 + 50\gamma,\ \text{cm/s}.$$

Deşi această ecuaţie serveşte la calculul vitezei de cădere a particulelor de praf în aer, rezultatele sînt numai aproximative, întrucît legile considerate sînt valabile numai pentru particule sferice şi pentru aerul liniştit, fără a exprima unele influenţe inerente care modifică viteza de cădere (aderenţa gazelor la suprafaţa particulelor de praf, forma particulelor de praf, mişcarea aerului etc).

Vitezele de cădere a particulelor de praf sînt foarte importante în calcularea timpului de depunere a prafului din suspensie din aerul liniştit cît şi din curenţii de aer la care se poate determina totodată şi distanţa de transport a prafului.

Lungimea distanţei de transport a particulelor de praf depinde de viteza de circulaţie a curentului de aer şi de viteza şi înălţimea de cădere a particulelor de praf.

Distanța L la care este transportată o particulă de praf se poate calcula cu relația :

$$L = c \cdot t, \quad \text{m},$$

în care :

c este viteza de circulație a aerului, m/s ;
t — timpul de cădere al particulei de praf, s $\left(t = \frac{h}{v}, \text{ s}\right)$;
h — înălțimea de cădere a particulei de praf, cm ;
v — viteza de cădere, cm/s.

Distanțele pe care se depune praful, astfel calculate, sînt aproximative întrucît relația de calcul este limitată pentru un regim laminar de curgere a aerului.

Orientativ, aceste relații pot fi utilizate la calculul lungimii distanțelor de depunere a prafului pe galeriile de mină, în incinta coșurilor de evacuare a prafului în atmosferă, în camere de depunere pentru desprăfuirea aerului etc.

Cunoașterea legilor după care se formează, se menține în suspensie și se depune praful are mare importanță practică pentru proiectarea instalațiilor de desprăfuire și în cercetare la realizarea în laborator a unor condiții de mediu cu praf similare cu cele din mine și instalații de suprafață. Experimentările în laborator permit buna desfășurare a cercetărilor prin înlăturarea unor factori nespecifici care influențează negativ rezultatele și care se întîlnesc în mod curent în exploatare.

Analizînd rezultatele obținute în decurs de 10 ani de S.C.S.M.—Petroșani în ceea ce privește gradul de prăfuire la locurile de muncă la diferite mine din țară [2], se constată că concentrațiile de praf formate în timpul operațiilor cu degajări continue de praf cresc foarte repede, la începutul operației, pînă la o anumită valoare, la nivelul căreia se mențin pînă la sfîrșitul operației, fără să mai crească în timp.

În tabela 1 se dau cîteva exemple cu rezultate privind nivelul prăfuirii în timpul operațiilor cu degajări continue de praf la lucrările miniere din subteran [2].

Numeroasele rezultate obținute în practică sînt opuse ideii după care, dat fiind procesul de formare continuă a prafului la operațiile cu degajări continue de praf, concentrațiile de praf cresc permanent în atmosfera locurilor de muncă pe toată durata de lucru.

Analiza rezultatelor obținute ani de-a rîndul de către S.C.S.M.—Petroșani prin măsurători curente în mine și instalații de preparare de la suprafață a dus la concluzia că la operațiile cu degajări continue de praf, între cantitatea de praf ce se formează în timpul unei operații și cantitatea de praf ce se sedimentează sau este transportată de către curenții de aer, se stabilește la un moment dat un echilibru. Din momentul stabilirii acestui echilibru, concentrațiile de praf din aer nu mai cresc, în decursul operației stabilindu-se la un anumit nivel.

Observațiile și rezultatele prezentate demonstrează că concentrațiile de praf din aer se formează după anumite legi care pot fi rezumate astfel :

1. La începutul operațiilor de lucru cu degajări continue de praf, concentrațiile de praf din aer cresc continuu și devin constante în momentul cînd în unitatea de timp cantitatea de praf ce se sedimentează sau se transportă de către curenții de aer este egală cu cantitatea de praf ce se formează.

2. Dacă în timpul unei operații cu degajări continue de praf toți factorii care concură la formarea concentrațiilor de praf se mențin constanți în timp, concentrația de praf din aer se menține constantă.

Tabela 1

Operația	Concentrația de praf, part./cm³ aer		Observații
	în cursul operației	media	
Perforare umedă	360 460 580 460 880 340 520 580	522	Probele au fost recoltate la intervale de 15 minute
Perforare uscată	75 800 74 340 67 480 68 160 56 520 76 260 70 920 72 720	70 275	Idem
Încărcare cu trocul	720 1 100 840 620 620 540 860 540 660 880	760	Probele au fost recoltate în timpul încărcării vagonetelor — cîte o probă pentru fiecare vagonet.
Încărcare cu lopata	1 240 1 170 1 280 1 200 1 190	1 216	Idem

Considerînd că la o operație cu degajare continuă de praf în fiecare unitate de timp se formează o cantitate de praf A atunci după un timp t_i se va forma o cantitate totală de praf $A \cdot t_i$.

Din această cantitate în același timp t_i se va depune sau va fi transportată de către curenții de aer următoarea cantitate de praf:

$$d_1+d_2+d_3+\ldots+d_{n-1}+d_n=\sum_{i=1}^{i=n} d_i$$

în care:

$d_1,\ d_2,\ d_3,\ \ldots\ d_{n-1},\ d_n$ = cantitățile de praf ce se depun în intervalele de timp: $0 - t_1,\ t_2 - t_1,\ t_3 - t_2 \ldots t_n - t_{n-1}$

$$d_2 = d_1 + \frac{A - d_1}{\frac{A}{d_1}} = d_1 + \frac{d_1(A - d_1)}{A}$$

$$d_3 = d_2 + \frac{A - d_2}{\frac{A}{d_1}} = d_2 + \frac{d_1(A - d_2)}{A}$$

$$d_n = d_{n-1} + \frac{A - d_{n-1}}{\frac{A}{d_1}} = d_{n-1} + \frac{d_1(A - d_{n-1})}{A}.$$

Din aceste expresii se constată că în timp ce intensitatea de formare a prafului A și depunerea inițială d_1 rămîn constante, depunerea de praf în unitatea de timp crește pînă în momenul cînd:

$$d_{n-1} = A.$$

În această situație expresia lui d_n de mai sus devine:

$$d_n = d_{n-1}.$$

Aceasta înseamnă că din acest moment t_{n-1} cantitatea de praf ce se formează în unitatea de timp este egală cu cantitatea de praf ce se depune sau se transportă de către curenții de aer, iar cantitatea de praf ce se găsește în suspensie se menține constantă.

Modul de formare a concentrațiilor de praf din aer la operațiile cu degajări continue de praf poate fi reprezentat grafic după același raționament (fig. 1).

Un asemenea echilibru se stabilește și în ceea ce privește dispersia particulelor de praf care, la un moment dat, atinge valori ce rămîn constante pe toată perioada de efectuare a operației.

Legile analizate privind formarea concentrațiilor de praf în ansamblu acționează la fel asupra fiecărei clase de dispersie din praful ce se formează, determinînd astfel cantitățile respective care rămîn constante și care însumate dau concentrația de praf totală.

La același număr de particule din fiecare clasă de dispersie, cantitatea de praf ce se depune este în funcție de mărimea particulelor. Cu cît particulele de praf sînt mai mari, cu atît cantitatea de praf ce se depune în unitatea de timp este mai mare și concentrația constantă se obține mai repede. Cum particulele mai mici se depun mai încet decît se formează, cantitatea lor în aer crește și de aceea în concentrațiile de praf aflate în suspensie în aer cantitățile de praf fin sînt cele mai ridicate și scad pe măsura creșterii dimensiunilor particulelor.

Dacă se cunoaște cantitatea de praf ce se formează în unitatea de timp repartizată pe clase granulometrice $A_1,\ A_2,\ A_3, \ldots,\ A_n$ și cantitățile ce se depun din acestea în unitatea de timp $d_{1A1},\ d_{1A2},\ d_{1A3}, \ldots, d_{1An}$ se poate determina, prin calcul sau grafic, la fel ca la concentrația de praf totală, cantitatea de praf ce rămîne în suspensie din fiecare clasă granulometrică.

În lucrările de cercetare, cunoașterea legilor de formare a concentrațiilor de praf a avut un rol foarte important în rezolvarea unor probleme la un nivel superior, concretizate cu soluții originale. În baza acestor legi și a rezultatelor obținute în condiții curente de exploatare, s-au putut realiza în laborator pe standuri și în galerii experimentale concentrații de praf dorite cu compoziție și granulație dorite, asemănătoare cu cele ce se formează în procesul de producție.

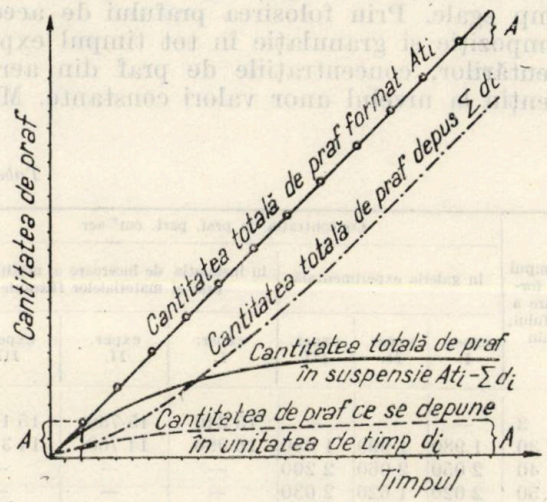


Fig. 1.

Astfel a putut fi realizată în laborator o instalație de încercare a măștilor de protecție contra prafului și a materialelor filtrante [3, 4] care permite menținerea într-o cameră de prăfuire a concentrațiilor de praf dorite pe perioade lungi de timp. În această instalație diferitele tipuri de măști de protecție contra prafului și materiale filtrante pot fi experimentate în condiții identice pentru ca rezultatele obținute să poată fi comparate între ele. În aceleași condiții de experimentare au fost stu-

diate circa 30 de tipuri de măşti din diferite ţări, stabilindu-se parametrii lor de funcţionare şi selecţionîndu-se pentru import cele mai bune.

Rezultatele obţinute la experimentările pe instalaţie au permis construirea în ţară a măştii MP-66, cu caracteristici la nivelul celor mai bune tipuri străine.

Pe baza aceloraşi legi, în galeria experimentală de la S.C.S.M.—Petroşani [2] au putut fi realizate diferite concentraţii de praf similare cu cele obţinute în decursul operaţiilor, cu degajări continue de praf din subteran (perforare, tăiere, rambleiere etc.).

În lipsa diferitelor influenţe ce apar în subteran, prin realizarea mai multor viteze de circulaţie a aerului pe galerie (0,1—0,6 m/s), s-au determinat eficienţele reale ale aerajului parţial aspirant. Determinarea unor rezultate certe în reducerea prafului prin aeraj a permis elaborarea unei metode originale de calcul a aerajului parţial aspirant după factorul praf, în funcţie de concentraţia medie de praf la locul de muncă şi în curentul de aer ce aeriseşte lucrarea, precum şi de distanţa de la coloana de aeraj la frontul de lucru.

Concentraţiile de praf din instalaţia de încercare a măştilor şi din galeria experimentală au fost realizate, pe baza legilor de formare a prafului amintite, prin pulverizarea continuă a unor cantităţi de praf egale în perioade de timp egale. Prin folosirea prafului de aceeaşi compoziţie şi granulaţie în tot timpul experimentărilor, concentraţiile de praf din aer se menţin la nivelul unor valori constante. Mărimea concentraţiilor de praf realizate depinde de cantitatea de praf ce se pulverizează în unitatea de timp, granulaţia, greutatea specifică şi forma particulelor de praf.

Tabela 2

Timpul de formare a prafului, min	Concentraţia de praf, part. cm³ aer					
	în galeria experimentală			în instalaţia de încercare a măştilor de praf şi materialelor filtrante		
	exper. I.	exper. II.	exper. III.	exper. I.	exper. II.	exper. III.
3	—	—	—	15 340	15 780	15 160
30	1 980	1 990	1 980	16 090	14 760	14 370
40	2 050	2 060	2 200	—	—	—
50	2 020	1 620	2 030	—	—	—
60	2 040	2 230	2 180	15 520	15 120	15 360
70	1 950	2 270	2 030	—	—	—
80	2 060	2 020	2 080	—	—	—
90	2 080	1 950	2 240	15 580	15 370	15 560
100	1 930	1 980	2 210	—	—	—
110	2 010	1 900	2 100	—	—	—
120	2 140	2 070	2 230	15 190	15 480	15 630

În tabela 2 sînt redate cîteva rezultate privind menţinerea în timp a concentraţiilor de praf la valori de circa 2 000 part/cm³ aer în galeria experimentală şi de circa 15 000 part/cm³ aer în instalaţia de laborator.

Din analiza acestor rezultate se observă că prin menţinerea unei alimentări continue şi uniformă cu praf se realizează concentraţii de praf aproximativ constante, care rezultă din echilibrul dintre cantitatea de praf ce se formează şi se depune în unitatea de timp.

Acest echilibru se stabileşte la alte valori ale concentraţiilor de praf, dacă se schimbă vitezele de circulaţie a aerului, chiar dacă se menţine aceeaşi intensitate de formare a prafului.

Rezultatele obţinute demonstrează justeţea legilor de formare a prafului şi arată căile şi posibilităţile optime de experimentare în institutele de cercetări. Realizarea, după necesităţi a concentraţiilor de praf în aer, similare cu cele produse în condiţiile curente de exploatare, asigură cele mai bune condiţii pentru experimentarea unor metode de combatere a prafului, a aparaturii de determinare a concentraţiilor de praf, precum şi în domeniul silicozei experimentale, prin posibilităţile pe care le oferă în urmărirea legăturilor ce există între organism şi concentraţiile de praf, dispersia, compoziţia prafului, durata de expunere la pulberi etc.

Factorii care contribuie la îmbunătăţirea cercetării printre care se pot enumera şi legile formării prafului contribuie în mod indirect la îmbunătăţirea activităţii de combatere a silicozei prin descoperirea unor noi metode de combatere a prafului, perfecţionarea celor existente şi îmbunătăţirea modului de utilizare a acestora.

Bibliografie

[1] Stoces, B. şi Jung, H. *Combaterea prafului şi silicozei în industria minieră.* Akademie Verlag, Berlin, 1962.

[2] * * * *Cercetări în combaterea prafului silicogen prin aeraj aspirant la lucrările în fund de sac.* Studiu S.C.S.M., 1967.

[3] Pătraşcu, M., Bitir, P. şi Coculescu, M. *Instalaţie pentru cercetarea în laborator a mijloacelor industriale de protecţie contra prafului silicogen.* Revista Minelor, nr. 11, 1965.

[4] * * * *Controlul eficacităţii măştilor de protecţie contra prafului.* Studiu S.C.S.M., 1965—1966.

Propuneri privind îmbunătăţirea oţelurilor folosite la susţinerea galeriilor

Ing. C. Dîrdală şi ing. B. Nachbar

Într-un material publicat în Revista Minelor nr. 12/1967 a fost efectuată o analiză a caracteristicilor de lucru şi a compoziţiei oţelurilor folosite la susţinerea galeriilor în străinătate şi în ţara noastră.

În concluziile acestui material se considera necesară adoptarea sau elaborarea în ţara noastră a unei noi mărci de oţel cu caracteristici mecanice superioare, comparabile cu a oţelurilor moderne folosite în acest scop în străinătate şi se enumerau cerinţele de ordin tehnic şi economic pe care acest oţel ar fi recomandabil să le respecte.

În acest material se vor prezenta rezultatele lucrărilor de cercetare teoretice şi de laborator efectuate de către ICEMIN în colaborare cu ICEM privind alegerea unei noi mărci de oţel care să corespundă caracteristicilor mecanice şi de prelucrabilitate impuse.

I. ANALIZA TEHNICĂ A UNOR TIPURI DE OŢELURI STANDARDIZATE ÎN ŢARA NOASTRĂ

Dintre oţelurile româneşti, elaborate în baza standardelor în vigoare, ar putea fi luate în discuţie cele prezentate în tabela 1, aceste oţeluri prezentînd caracteristici mecanice mai apropiate cerinţelor actuale (compoziţiile chimice şi caracteristicile mecanice indicate sînt conform STAS 6928—64, 791—66).

Tabela 1

Marca oţelului	Compoziţie chimică, %									Limită de curgere, kgf/mm²	Rezist. la tracţiune, kgf/mm²	Alungire	
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Mo	P. max.	S. max.			δ5%	δ10%
17 M 13	0,14—0,20	max. 0,55	1,2—1,6	max. 0,30	max. 0,30	max. 0,30	—	0,04	0,04	36	52	22	19
25 SM 14	0,20—0,29	0,60—0,90	1,20—1,60	max. 0,30	max. 0,30	max. 0,30	—	0,04	0,04	40	60	16	14
18 SM 14	0,14—0,23	0,60—0,90	1,20—1,60	max. 0,30	max. 0,30	max. 0,30	—	0,05	0,05	40	60	16	14
30 SCM 14	0,26—0,35	0,60—0,90	1,20—1,60	0,60—0,90	max. 0,30	max. 0,30	—	0,05	0,05	60	90	8	6
10 CNS 10	max. 0,12	0,80—1,10	0,50—0,80	0,60—0,90	0,50—0,80	0,40—0,65	—	0,04	0,04	40	54	18	16
15 Co 8	0,12—0,18	0,17—0,37	0,40—0,70	0,70—1,00	max. 0,30	max. 0,30	—	0,035	0,035	50	70	12	—
18 MC 10	0,15—0,22	0,17—0,37	0,80—1,10	1,00—1,30	max. 0,30	max. 0,30	—	0,035	0,035	75	90	10	—
13 CN 30	0,09—0,16	0,17—0,37	0,30—0,60	0,60—0,90	2,75—3,15	max. 0,30	—	0,035	0,035	75	95	11	—
25 MOC 11	0,22—0,29	0,17—0,37	0,40—0,80	0,90—1,30	max. 0,30	max. 0,30	0,15—0,30	0,025	0,025	42	65	17	—

Oţelul 17 M 13 are o foarte bună alungire dar limita de curgere şi rezistenţa la tracţiune înregistrează valori relativ scăzute. Oţelul 25 SM 14 are o limită de curgere şi o rezistenţă la rupere în general acceptabilă pentru scopul propus dar înregistrează alungiri relativ mici şi în plus nu face parte din clasa oţelurilor sudabile, avînd un conţinut de carbon ce depăşeşte cifra de 0,20%. Oţelul 18 SM 14 prezintă caracteristici mecanice foarte apropiate de cele impuse de noi ; vom continua însă analiza deoarece ar fi de dorit ca oţelul ales să înregistreze o limită de curgere ceva mai ridicată şi în special o valoare mai bună a alungirii. Oţelul 30 SCM 14 prezintă valori foarte bune ale limitei de curgere şi ale rezistenţei la rupere, valoarea alungirii fiind însă total inacceptabilă pentru noi. Oţelul 10 CNS 10 înregistrează cifre acceptabile pentru alungire şi limită de curgere, în schimb rezistenţa sa de rupere este relativ scăzută.

Oţelurile prevăzute de STAS 791 —66 (15 Co 8, 18 MC 10, 13 CN 30, 25 MOC 11, oţeluri aliate şi oţeluri aliate superioare pentru construcţii de maşini) au alungiri mici (10—12%, cu excepţia oţelului 25 MOC 11 care are o alungire de 17%), dar şi alungirea şi celelalte proprietăţi mecanice sînt indicate pentru cazul supunerii acestor oţeluri unor tratamente termice (normalizare, îmbunătăţire). Pentru realizarea unui oţel din clasa celor menţionate trebuie avut în vedere faptul că în prezent, precum şi la nivelul anului 1970, C.S. Hunedoara, care laminează acest profil, nu dispune şi nu va dispune de posibilităţile de tratare termică a laminatelor. În aceeaşi situaţie se găsesc oţelurile prevăzute de STAS 880 —66 (oţeluri carbon de calitate şi oţeluri carbon superioare pentru construcţii de maşini), iar soluţia executării unor tratamente termice a laminatelor în cadrul unităţilor de exploatare ale Ministerului Minelor nu poate fi luată în discuţie deoarece necesită instalaţii mari şi costisitoare şi care nu vor putea fi folosite la capacitatea proiectată. Ca problemă de perspectivă s-ar putea lua în considerare construirea unor instalaţii centrale pentru efectuarea tratamentelor termice ale laminatelor, amplasată în apropiere de Hunedoara şi care să execute aceste operaţii pentru întreaga ramură, dar această soluţie va putea fi abordată numai în urma întocmirii unui studiu tehnico-economic de către o unitate specializată. Pînă la soluţionarea acestei probleme va trebui adoptat un oţel care să prezinte caracteristicile impuse în stare laminată la cald, fără tratamente termice ulterioare.

În sfîrşit, oţelurile cu caracreristici mecanice corespunzătoare cuprinse în STAS 2881—61 (OLT 65, OLT 65 M, oţel pentru ţevi) şi STAS 500—63 (oţel carbon obişnuit) nu pot fi luate în discuţie avînd un conţinut ridicat de carbon (0,4—0,5%) şi deci nefiind sudabile.

II. ANALIZA TEHNICĂ A OŢELURILOR C — 43 ŞI C — 50

Deoarece nici unul din oţelurile elaborate curent în ţara noastră nu corespunde integral caracteristicilor impuse, au fost luate în discuţie unele mărci noi de oţel aflate în faze avansate de cercetare şi anume oţelurile C-43 şi C-50 (denumire provizorie), elaborate de către ICEM în scopul obţinerii unor oţeluri superioare sudabile pentru construcţii metalice.

Compoziţia chimică, caracteristicile mecanice minime garantate, precum şi rezilienţele acestor oţeluri sînt prezentate în tabelele 2, 3 şi 4.

Trebuie menţionat că valorile caracteristicilor mecanice minime garantate se referă la toate laminatele, inclusiv tablele groase, la care se înregistrează valorile cele mai scăzute din cauza coroiajului relativ mic. La profilele de mină, care ne interesează aici, coroiajul este incomparabil mai mare şi valorile caracteristicilor mecanice sînt mult superioare (după cum se va arăta mai departe).

Valorile rezilienţei în stare îmbătrînită au fost stabilite după o prealabilă deformare de 10% urmată de o încălzire la 250°C, timp de o oră.

Analizînd caracteristicile consemnate în tabelele 2, 3 şi 4 se pot face următoarele precizări.

a. Oţelurile C-43 şi C-50 fac parte din clasa oţelurilor sudabile, avînd un conţinut de carbon sub 0,20%.

b. Oţelul C-43 conţine un număr mic de elemente de aliere (Mn şi V). Alierea cu nichel nu este obligatorie pentru oţelul destinat susţinerii galeriilor deoarece nu îmbunătăţeşte limita de curgere, rezistenţa la rupere sau capacitatea de deformare a oţelului. Nichelul menţine tenacitatea oţelului la temperaturi scăzute (sub —20°C) şi deoarece susţinerile miniere nu lucrează la astfel de temperaturi, conţinutul în acest metal a fost prezentat sub formă de limită maximă.

Tabela 2

Marca oţelului	Compoziţie chimică, %									
	C	Si	Mn	P. max.	S. max.	Cr	Ni	Mo	Cu	V
C-43	0,13—0,18	0,25—0,45	1,0—1,4	0,04	0,04	—	max. 0,7	—	—	0,1—0,2
C-50	0,15—0,20	0,25—0,45	1,1—1,5	0,04	0,04	0,6—1,0	0,3—0,6	0,2—0,3	0,2—0,4	0,1—0,2

c. Oţelul C-50 conţine un număr mare de elemente de aliere, puţin obişnuit pentru oţelurile utilizate în minerit.

Tabela 3

Marca oţelului	Grosimea produsului	Caracteristici mecanice			
		Limită de curgere kgf/mm² min.	Rezist. la rupere kgf/mm² min.	Alungire δ5 %min.	Gîtuire % min.
C-43	⩽16	43	60	19	55
C-50	⩽16	50	70	16	45

d. Limitele minime de curgere ale oţelurilor C-43 şi C-50 sînt superioare limitei minime de curgere ale oţelului OL-60 cu 43% şi respectiv cu 66%. Limita de curgere a oţelului C-43 se

Tabela 4

Marca oţelului	Epruveta	Rezilienţa în kgfm/mm² la temperatura de			Rezilienţă în stare îmbătrînită la 20°C kgfm/cm²
		20°C	0°C	−20°C	
C−43	KCU 30/3 Long. Min.	9	9	7	6
C−43	KCU 30/3 Tr. Min.	7	6	5	4,5
C−50	KCU 30/3 Long. Min.	8	7	6	5
C−50	KCU 30/3 Tr. Min.	6	5	5	4

găseşte la nivelul oţelurilor moderne folosite în prezent în străinătate în timp ce limita de curgere a oţelului C-50 se găseşte în general peste acest nivel.

e. Limitele de curgere ale oţelurilor C-43 şi C-50 sînt foarte apropiate de rezistenţele la rupere, îndeplinind astfel una din principalele condiţii care se cer oţelurilor de calitate superioară. Raportul dintre limita de curgere şi rezistenţa la rupere înregistrează valori foarte bune (0,71, în timp ce pentru oţelul OL-60 acest raport se ridică la numai 0,50).

f. Rezistenţele minime la rupere de 60 kgf/mm² respectiv 70 kgf/mm², pe care le înregistrează oţelurile C-43 şi C-50 se găsesc la nivelul accep-

tat în prezent în străinătate. De altfel rezistenţa la rupere a acestor oţeluri are mai mică importanţă decît limita de curgere deoarece cadrele de susţinere pot fi scoase din uz chiar înainte de apariţia fenomenului de rupere, printr-o decalibrare a profilului, produsă de deformările plastice înregistrate. Menţionăm, de asemenea, faptul că o creştere a rezistenţei la rupere peste aceste valori se traduc printr-o micşorare evidentă a capacităţii de deformare, caracteristică de foarte mare importanţă pentru oţelurile folosite la susţinerea galeriilor.

g. Alungirea specifică minimă a oţelului C-43 este foarte bună şi indică o foarte bună capacitate de deformare. Alungirea oţelului C-50 este mai mică decît cifra recomandată de noi [1], fapt cu atît mai important, cu cît este de aşteptat ca această valoare să scadă după supunerea materialului unor importante deformări remanente la rece.

h. Valorile rezilienţei efectuată pe probe îmbătrînite artificial sînt mai mari decît valorile admise pentru astfel de oţeluri şi indică o capacitate ridicată de a înregistra deformări plastice, fără apariţia fenomenului de rupere.

i. La elaborarea acestor oţeluri este prevăzută dezoxidarea suplimentară cu aluminiu şi această operaţie, împreună cu alierea cu vanadiu, are ca rezultat o structură foarte fină (punctaj 7−8 şi uneori pînă la 12, conform scării ASTM), structură care conferă oţelurilor o bună tenacitate, împiedicînd propagarea fisurilor. În plus, dezoxidarea cu aluminiu şi alierea cu vanadiu leagă azotul conţinut în oţel sub formă de nitruri de aluminiu şi vanadiu, anihilînd efectul negativ al azotului liber asupra calităţii oţelurilor, îndeosebi în ce priveşte sensibilitatea la îmbătrînire.

Din analiza efectuată anterior, rezultă că cele două oţeluri, dar în special oţelul C-43, prezintă toate calităţile necesare unui oţel superior destinat susţinerii galeriilor. Pentru alegerea unei noi mărci de oţel s-a considerat necesar însă să se efectueze şi un examen complex de laborator care să elucideze şi alte aspecte ale problemei şi în acest scop au fost elaborate la C.S. Hunedoara cîte o şarjă din cele două oţeluri, şarje care au fost apoi laminate în profil clopot actual, conform N.I. 9−64. Compoziţia chimică a oţelurilor elaborate este prezentată în tabela 5.

Tabela 5

Marca oţelului	Numărul şarjei	Compoziţie chimică, %									
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Cu	V
C−43	22.885	0,15	0,37	1,15	0,023	0,018	—	0,45	—	—	0,18
C−50	22.887	0,19	0,30	1,30	0,026	0,018	0,74	0,45	0,23	0,21	0,18

III. CARACTERISTICILE MECANICE ALE OȚELURILOR C – 43 ȘI C – 50 ÎN STARE LAMINATĂ

Încercările de laborator efectuate pe epruvete prelevate din profil clopot laminat la cald, au stabilit, pentru principalele caracteristici mecanice, valorile consemnate în tabela 6.

Tabela 6

Marca oțelului	Limită de curgere kgf/mm²	Rezistență la rupere kgf/mm²	Alungire δ5 %	Gîtuire %	Reziliență KCU 30/2 kgfm/cm²
C–43	50,5	62,3	23,8	63,9	17,7
	50,6	63,0	23,7	58,5	21,4
	52,4	63,9	25,4	61,2	15,1
	51,2	64,6	24,4	48,0	–
	54,4	67,0	25,6	56,0	–
	56,5	75,5	21,4	–	–
C–50	71,4	99,0	18,2	37,6	8,1
	67,4	95,6	–	–	10,6
	66,0	96,8	17,4	57,4	5,4
	68,0	98,0	18.9	35,0	–
	71,0	99,5	18,9	38,0	–
	68,0	99,5	16,0	–	–
C–43 Valori medii	52,5	66,0	24,0	57,4	18,0
C–50 Valori medii	68,5	98,0	17,8	42,0	8,0

Remarcăm că valorile obținute sînt mult superioare valorilor minime admise ale caracteristicilor mecanice. În cazul oțelului C-43 valorile consemnate sînt foarte bune și se găsesc la nivelul caracteristicilor înregistrate de către cele mai bune oțeluri folosite în prezent în străinătate. Deoarece, pentru oțelurile folosite la susținerea galeriilor, comportarea materialului de susținere în domeniul plastic este de importanță majoră, remarcăm foarte buna capacitate de deformare a oțelului C-43, exprimată prin valorile ridicate ale alungirii și ale gîtuirii. De asemenea, valorile neobișnuit de superioare ale rezilienței indică o foarte bună tenacitate.

În cazul oțelului C-50, valorile limitei de curgere și a rezistenței la rupere sunt excepțional de mari și, în general, acest gen de oțeluri nu este utilizat la susținerea galeriilor, fiind foarte greu de curbat și de îndreptat la rece. În plus, în minerit este greu ca eforturile la care sînt supuse cadrele de susținere să fie apreciate cu precizia necesară, astfel încît deformarea sau chiar distrugerea acestor cadre nu poate fi evitată în totalitate. Deteriorarea cadrelor de susținere în timpul exploatării, precum și pierderile înregistrate la operațiile de răpire și de îndreptare la rece, duc la un procent ridicat de pierderi de material de susținere, într-un timp relativ scurt și acest fapt este în general neconvenabil atunci cînd este vorba de un oțel complex aliat, cu caracteristici mecanice cu totul speciale.

IV. LAMINABILITATEA ȘI POSIBILITĂȚILE DE DEFORMARE LA RECE ALE OȚELURILOR C–43 ȘI C–50

Laminarea în profil de mină la C.S. Hunedoara a șarjelor amintite anterior au arătat că această operație nu pune nici un fel de probleme de putere instalațiilor de acționare a laminorului de 650 mm pe care se laminează acest profil. Încercările de laborator efectuate au arătat, de asemenea, că produsul laminat este omogen și nu prezintă fisuri de laminare.

În legătură cu posibilitățile de curbare la rece a oțelurilor sus-menționate, au fost efectuate încercări pe produse laminate, cu ajutorul unor prese de tipul celor aflate în prezent în acest scop în dotatea exploatărilor noastre miniere. Încercările efectuate cu profile confecționate din oțelul C-43 au arătat că îndoirea cu utilajul existent se execută în condiții normale, în limitele admise de putere ale instalației. Încercările efectuate cu profile confecționate din oțelul C-50 au scos în evidență dificultăți importante. Laminatele se curbează foarte greu și cu un consum mare de manoperă. Instalația de curbare lucrează la sarcina maximă admisă, producînd o uzură înaintată și rapidă a elementelor de etanșeizare, care se străpung frecvent. Din aceste motive adoptarea unor profile laminate din oțelul C-50 ar presupune în mod cert scoaterea din uz a actualelor prese și dotarea întreprinderilor miniere cu o nouă instalație, mai puternică, fapt care constituie un factor eliminatoriu de importanță pentru oțelul C-50.

Examinarea barelor de profil clopot din oțelurile C-43 și C-50 curbate a arătat că această operație nu produce fisuri în materialul laminat. În legătură cu aceasta au fost efectuate și încercări mai concludente și anume, cele prevăzute de STAS 777-65. Astfel, încercările de îndoire la rece efectuate sub un unghi de 180°, în jurul unui dorn cu diametrul egal cu de două ori grosimea produsului, au dat rezultate bune, nesemnalîndu-se apariția fisurilor în material.

V. PORTANȚA LA ÎNCOVOIERE

Încercările privind portanța comparativă la încovoiere a profilelor clopot laminate din oțelurile OL-60, C-43 și C-50 sînt prezentate în figura 1, sub forma curbelor medii de încovoiere ale celor trei tipuri de oțeluri. Încercările au fost efectuate într-o presă de 40 tf cu distanța între reazime de 700 mm. Se remarcă din diagramele prezentate că profilele laminate din OL-60 și C-43 intră într-un regim de mari deformații neproporționale la sarcini de 14 tf, respectiv

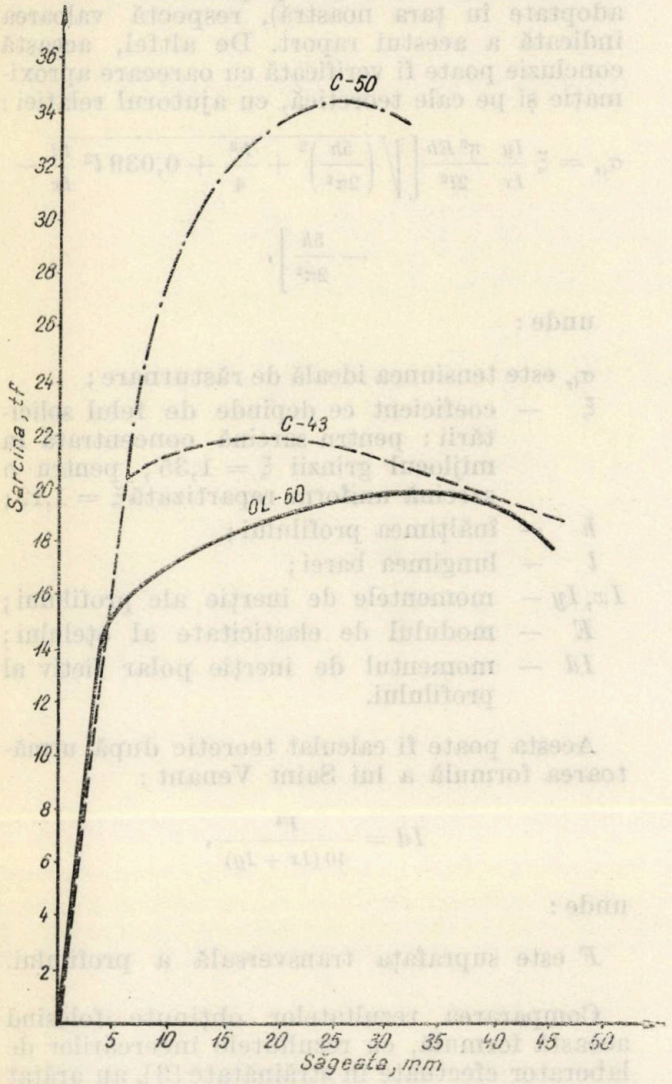


Fig. 1. Încercări la încovoiere efectuate pe profile laminate din oțelurile OL-60; C-43 și C-50.

20 tf. Raportul dintre aceste sarcini este egal cu raportul dintre limitele minime de curgere ale celor două oțeluri $\left(\frac{43}{30} \simeq \frac{20}{14} \simeq 1{,}43\right)$ fapt care arată că, în condițiile în care au fost efectuate încercările, sporul de circa 40% înregistrat la limita de curgere a oțelului C-43 se transformă în întregime în portanță.

Oțelul C-50 pare a intra în curgere la o sarcină de 24—26 tf, dar este cunoscut faptul că la oțelurile foarte rezistente limita de curgere nu poate fi remarcată clar în timpul încercărilor de laborator, ea fiind determinată prin măsurarea deformațiilor remanente înregistrate de material.

Se remarcă, de asemenea, din figura 1 că după depășirea limitei de curgere, în special oțelurile OL-60 și C-50, într-un regim de mari deformații, își măresc rezistența. Acest fapt se datorează fenomenului de ecruisaj mecanic care se traduce prin blocarea dislocațiilor dintre grăunți și în ultimă instanță prin micșorarea capacității de deformare a oțelurilor. În cazul oțelului C-43 fenomenul de ecruisaj mecanic este foarte puțin vizibil, fapt care denotă o bună deformare la rece, fără modificarea simțitoare a caracteristicilor inițiale.

VI. INFLUENȚA ÎMBĂTRÎNIRII

Este bine cunoscut faptul că în urma deformărilor plastice la rece, ca urmare a unor procese ce se produc în masa oțelului, au loc modificări ale proprietăților fizice și mecanice, în sensul înrăutățirii acestora, fenomen denumit îmbătrînirea oțelului. Sensibilitatea oțelurilor la îmbătrînire are astfel o deosebită importanță pentru susținerea galeriilor deoarece curbarea laminatelor se execută la rece, iar în subteran sînt posibile în mod frecvent deformări plastice ale acestor materiale. Sensibilitatea la îmbătrînire a oțelului, după deformare plastică la rece, se determină convențional, conform STAS 6774—63, printr-o deformare de 10% urmată de o încălzire de circa 250°C, timp de o oră. Pe materialul astfel îmbătrînit se efectuează încercări de rezilienă.

În tabela 7 se prezintă rezultatele încercărilor de rezilienă efectuate pe probe îmbătrînite artificial, în cazul oțelurilor C-43 și OL-60.

Tabela 7

Marca oțelului	Epruveta	Temperatura de încercare, °C	Rezilienă în stare îmbătrînită, kgf/cm²
C—43	KCU 30/2	20	16,5
	KCU 30/2	20	18,3
	KCU 30/2	20	16,1
	KCU 30/2	20	13,9
OL—60	KCU 30/2	20	3,9
	KCU 30/2	20	4,1
	KCU 30/2	20	4,0
	KCU 30/2	20	4,0

Remarcăm din cifrele consemnate mai sus că rezilienţa oţelului C-43 este foarte bună, chiar şi după aplicarea îmbătrînirii artificiale, fapt care denotă că acest oţel îşi va păstra în general caracteristicile iniţiale în cazul unor utilizări repetate în subteran.

VII. VERIFICAREA STABILITĂŢII PROFILELOR CONFECŢIONATE DIN OŢELURI SUPERIOARE

Deoarece distribuţia forţelor în subteran produce adesea momente de torsiune, profilele metalice destinate susţinerii galeriilor trebuie să se caracterizeze printr-o rezistenţă superioară la torsiune. Încercările efectuate în străinătate au arătat că rezistenţa la torsiune a profilelor metalice creşte o dată cu calitatea oţelului. În figura 2 reproducem, după Wilhelm Schaefer

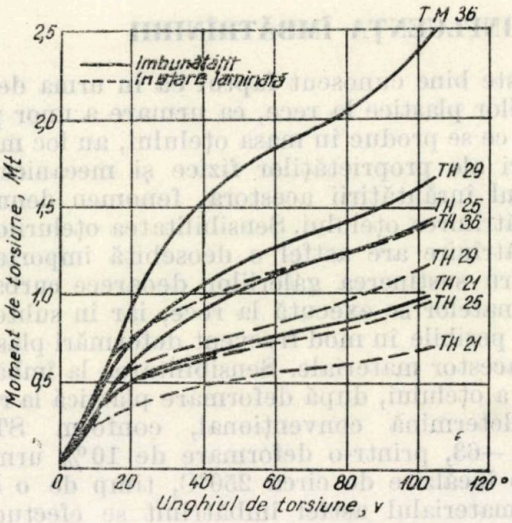


Fig. 2. Torsionarea barelor de profile-jgheab fabricate de firma Bochm.

[3], rezultatele încercărilor la torsiune a profilelor TH de 21 kg/m, 25 kg/m, 29 kg/m şi 36 kg/m fabricate la firma Bochumer Eisenhütte dintr-un oţel laminat, cu limita de curgere de circa 37 kgf/mm² şi dintr-un oţel îmbunătăţit după laminare, cu limita de curgere la circa 55 kgf/mm².

Calculele teoretice şi încercările de laborator efectuate în străinătate [3] au mai arătat însă că prin mărirea rezistenţei oţelurilor ne apropiem de limita de stabilitate a profilelor, astfel încît portanţa susţinerii rămîne o problemă de stabilitate, nedepinzînd de rezistenţa oţelului ci, în general, fiind în funcţie de forma profilului. Acest fenomen se traduce în practică prin răsturnarea profilelor, înainte ca tensiunile interne să fi atins limita de curgere a materialului. Deci alegerea unui oţel corespunzător reprezintă nu numai o problemă de metalurgie şi de preţ de cost ci şi o problemă de formă a profilului.

Pentru fenomenele de încovoiere-răsturnare în prezent se apreciază că un rol hotărîtor îl joacă raportul $\frac{Ix}{Iy}$, în sensul că pericolul răsturnării creşte o dată cu mărirea raportului sus-menţionat. În general, încercările de laborator şi practica utilizării în subteran au permis să se tragă concluzia că profilele de mină cu un raport $\frac{Ix}{Iy} \leqslant 1$ nu prezintă pericol de răsturnare pentru oţelurile folosite în prezent în tehnologie, iar profilele moderne pentru susţinerea galeriilor (ca şi profilele ce vor fi adoptate în ţara noastră), respectă valoarea indicată a acestui raport. De altfel, această concluzie poate fi verificată cu oarecare aproximaţie şi pe cale teoretică, cu ajutorul relaţiei :

$$\sigma_{ir} = \xi \frac{Iy}{Ix} \frac{\pi^2 Eh}{2l^2} \left[\sqrt{\left(\frac{5h}{2\pi^2}\right)^2 + \frac{h^2}{4} + 0{,}039\, l^2 \frac{Id}{Ix}} - \frac{5h}{2\pi^2} \right],$$

unde :

σ_{ir} este tensiunea ideală de răsturnare ;
ξ — coeficient ce depinde de felul solicitării : pentru sarcină concentrată în mijlocul grinzii $\xi = 1{,}35$; pentru o sarcină uniform repartizată $\xi = 1{,}12$;
h — înălţimea profilului ;
l — lungimea barei ;
Ix, Iy — momentele de inerţie ale profilului ;
E — modulul de elasticitate al oţelului ;
Id — momentul de inerţie polar fictiv al profilului.

Acesta poate fi calculat teoretic după următoarea formulă a lui Saint Venant :

$$Id = \frac{F^4}{40\,(Ix + Iy)},$$

unde :

F este suprafaţa transversală a profilului.

Compararea rezultatelor obţinute folosind această formulă, cu rezultatele încercărilor de laborator efectuate în străinătate [3], au arătat că momentele de inerţie polare fictive obţinute pe cale teoretică sînt mai mari. Astfel, pentru profilul TH de 21 kg/m, fabricat de firma Bochumer Eisenhütte [4], momentul de inerţie polar fictiv va fi :

$$Id = \frac{26{,}77^4}{40\,(293{,}5 + 385)} = 19{,}22 \text{ cm}^4.$$

Folosind rezultatele încercărilor de laborator prezentate în figura 2 putem calcula momentul

de inerţie polar fictiv, după altă relaţie, a lui Saint Venant.

$$Id = \frac{Mt\,1\,\frac{180}{\pi}}{G\varphi},$$

unde :

Mt este momentul de torsiune dezvoltat de instalaţia de încercare ;

G — modulul de elasticitate la alunecare al oţelului ;

φ — unghiul de torsiune măsurat corespunzător momentului de torsiune dezvoltat.

Pentru profilul TH de 21 kg/m, momentul de inerţie polar fictiv va fi :

$$Id = \frac{400\,000 \times 100 \times 57{,}3}{810\,000 \times 18} = 16{,}72 \text{ cm}^4$$

Luînd în considerare valoarea din urmă a momentului de inerţie polar fictiv, o lungime a grinzii de 5 m (acoperitor de mare pentru deschiderea lucrărilor miniere din ţara noastră) şi caracteristicile profilului TH de 21 kg/m fabricat de firma Bochumer Eisenhütte [4], se obţine o valoare a tensiunii ideale de răsturnare de 12 540 kgf/cm², valoare mult superioară limitei de curgere a oţelului, asigurînd în acest fel folosirea integrală a calităţii materialului.

CONCLUZII

În vederea adoptării unei noi mărci de oţel cu caracteristici mecanice superioare, comparabile cu a oţelurilor moderne folosite pentru susţinerea galeriilor în străinătate, au fost analizate mărcile de oţel standardizate şi elaborate curent în ţara noastră, mărci care însă nu corespund integral cerinţelor de ordin tehnic impuse oţelurilor de către lucrul în subteran. Deoarece C.S. Hunedoara, unitate care laminează acest profil, nu dispune de instalaţiile necesare pentru tratarea termică a profilelor de dimensiuni mari, au fost studiate oţelurile slab aliate C-43 şi C-50 elaborate de către ICEM, în scopul obţinerii unor oţeluri superioare sudabile.

În urma efectuării unei analize complexe teoretice şi de laborator asupra acestor două oţeluri (caracteristici mecanice minime garantate, caracteristici mecanice în stare laminată, laminabilitatea şi posibilităţile de deformare la rece, portanţa la încovoiere, influenţa îmbătrînirii, verificarea stabilităţii profilelor confecţionate din aceste oţeluri) recomandăm utilizarea oţelului C-43 pentru laminarea profilelor destinate susţinerii galeriilor. Caracteristicile mecanice şi de prelucrabilitate ale acestui oţel se găsesc la un nivel echivalent cu nivelul celor mai bune oţeluri folosite în acest scop în străinătate.

Comparativ cu oţelul OL-60, din care se laminează în prezent acest profil, oţelul C-43, la profile de greutăţi egale, realizează o creştere de portanţă de circa 40 %, faţă de o creştere a preţului de cost de numai 9 %.

Calculele economice definitive nu se vor putea efectua decît după stabilirea noului profil transversal şi a tipurilor de greutate ce vor intra în fabricaţie. Orientativ însă se pot face aprecieri asupra eficienţei economice a acestui oţel, într-o ipoteză convenţională de calcul. Astfel, în ipoteza laminării din oţelurile OL-60 şi C-43 a două profile de portanţă egală cu portanţa actuală a profilului clopot de 21,5 kg/m, luîndu-se în considerare limitele minime de curgere ale oţelurilor OL-60 şi C-43, reducerea de greutate corespunzătoare laminării profilului clopot din oţelul C-43 şi un consum total anual de 26 000 t (la această cifră se ridică consumul de profil clopot pe anul 1967) se obţin cifrele prezentate în tabela 8.

Tabela 8

Marca oţelului	Greutatea profilului pt. portanţa la încovoiere a actualului profil, kg/m	Cantitatea necesară de profile la nivelul anului 1967, t/an	Economie anuală de metal faţă de cantitatea de laminate din OL-60, t/an	Economii totale realizate faţă de costul laminatelor din OL-60, lei/an
OL-60	21,5	26 000	—	—
C-43	16,0	19 328	6 672	22 292 800

Utilizarea oţelului C-43 va duce şi la alte avantaje economice, cum ar fi :

— realizarea unor economii de metal prin îmbunătăţirea coeficientului de reutilizare a cadrelor de susţinere (folosirea unui oţel cu deformabilitate superioară va micşora procentul de cadre rupte în exploatare sau în timpul deformărilor la rece) ;

— mărirea duratei de existenţă a echipamentului de susţinere datorită micşorării tendinţei de îmbătrînire a oţelului ;

— micşorarea volumului de cheltuieli consumat pentru manipularea şi transportul unor elemente de susţinere de greutate mică.

Aprecierea cantitativă a economiilor preconizate se va putea face prin urmăriri în exploatare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Dîrdală, C. *Nivelul calitativ al oţelurilor folosite la susţinerea galeriilor.* Revista Minelor, nr. 12, 1967.

[2] x x x Standarde de oţeluri.

[3] Schaefer, W. *Rezistenţa la torsiune şi influenţa ei asupra portanţei profilelor pentru susţineri miniere.* Bergbau Archiv, nr. 3, 1961.

[4] Bochumer Eisenhütte Heitzmann & Co. Prospecte pentru susţineri de galerii.

Unele probleme ale prelucrării minereurilor uranifere complexe

Dr. ing. **Elvira Jude** și ing. **Rodica Rotărescu**

În comparație cu zăcămintele de sulfuri, zăcămintele de uraniu se caracterizează în primul rînd printr-un conținut de minerale de uraniu mult mai mic (de ordinul zecimilor și sutimilor de procent) și prin faptul că aceste minerale, aproape în toate cazurile, sînt dispersate în masa mineralelor de gangă. O mineralizație compactă la aceste zăcăminte este întîlnită numai în cazuri foarte rare, constituind o excepție de la regula generală.

Din punctul de vedere al formațiunilor în care sînt localizate, zăcămintele de uraniu se întîlnesc, atît în pegmatite, cît și în formațiuni hidrotermale și sedimentare [1].

Compoziția și caracteristicile diferite ale formațiunilor în care sînt găzduite zăcămintele impun și tehnologii de prelucrare diferite.

După o statistică mai veche, peste 50% din rezervele de uraniu se găsesc localizate în formațiuni sedimentare [3]. Aceste zăcăminte se caracterizează prntr-un conținut mai redus de uraniu localizat în șisturi bituminoase împreună cu alte metale cu molibdenul, vanadiul etc. Datorită conținutului redus de uraniu, cît și faptul că aceste zăcăminte se întind pe suprafețe mari sînt mai puțin valorificate.

În formațiunile pegmatitice apare frecvent uraninitul, tuholitul și, în aceeași măsură, compuși complecși de uraniu cu lantanide niobiu, tantal și titan. Ca minerale de gangă predomină feldspații și destul de frecvent fluorina și calcitul. Pentru aceste zăcăminte, datorită și prezenței mineralelor de niobiu, tantal, titan, feldspați, se aplică tehnologii de prelucrare care includ, atît procedee de preparare mecanică, cît și hidrometalurgice. Zăcămintele pegmatitice constituie, de asemenea, o sursă ieftină de feldspați pentru industria ceramică.

Zăcămintele hidrotermale prezintă cel mai mare interes din punct de vedere industrial datorită conținutului ridicat de minerale metalice. Din punctul de vedere al conținutului de minerale metalice, se întîlnesc zăcămintele ce conțin numai minerale de uraniu, zăcăminte de uraniu-molibden, zăcăminte de uraniu fluorină, zăcăminte de uraniu nichel-cobalt-bismut-argint și zăcăminte de uraniu-cupru [3].

Mineralul purtător de uraniu în cele mai multe cazuri este pehblenda și uraninitul. În funcție de compoziția mineralelor de gangă aceste zăcăminte pot fi cuarțitice, carbonatate sau destul de frecvent zăcăminte a căror gangă este formată atît din cuarț cît și din carbonați, proporția între aceste două minerale fiind foarte diferită.

Datorită conținutului ridicat în uraniu și caracteristicilor amintite primele zăcăminte puse în exploatare au fost zăcămintele hidrotermale bogate, localizate în cuarțite, care au permis extragerea economică a uraniului prin leșiere acidă cu acid sulfuric direct din minereu. Primele zăcăminte de acest fel care au intrat în discuție au fost zăcămintele Eldorado (Canada), Iohimovo (Cehoslovacia) cu 1,15% uraniu și altele.

Un mare neajuns al procedeului de leșiere acidă îl constituie prezența carbonaților care, fiind mari consumatori ai acidului sulfuric, influențează direct asupra laturii economice, făcînd în unele cazuri ca procedeul să devină neeconomic.

Ulterior pentru zăcămintele bogate în uraniu (peste 0,15% U) a căror gangă era constituită din carbonați, a fost pus la punct procedeul de leșiere sodică. În cazul acesta prezența sulfurilor este nedorită deoarece duce la un consum suplimentar de sodă datorită reacțiilor care iau naștere între sulfuri și carbonatul de sodiu.

Cerința crescîndă de uraniu, ca urmare a dezvoltării energeticii nucleare, a impus, atît exploatarea unor zăcăminte mai sărace, cît și a unor zăcăminte mai complexe și în același timp mai dificile din punct de vedere tehnologic cum sînt zăcămintele de uraniu cu sulfuri a căror gangă este constituită din cuarț și carbonați.

La minereurile uranifere cu conținut de sulfuri a căror gangă este formată din cuarț și calcit se relevă următoarele aspecte :

1. Prelucrarea acestor tipuri de minereuri prin leșiere acidă este dezavantajată datorită prezenței carbonaților care intră în reacție cu acid :

$$CaCO_3 + H_2SO_4 \rightarrow CaSO_4 + H_2O + CO_2$$

ducînd la consumuri suplimentare de reactiv care scumpesc tehnologia de prelucrare. Consumul de acid sulfuric față de conținutul de carbonați este în raport aproximativ de 4 : 1. În unele cazuri, datorită prezenței carbonaților, cosumul de acid sulfuric ajunge peste 50% din greutatea minereului. În astfel de cazuri procedeul de leșiere acidă devine neeconomic.

2. Prezența în minereu a sulfurilor aduce însă dezavantaje în cazul leșierii sodice, datorită faptului că soluțiile de carbonat de sodiu interacționează energic cu sulful :

$$Na_2CO_3 + FeS_2 + O_2 + H_2O \rightarrow Fe(OH)_2 + + Na_2SO_4 + NaHCO_3.$$

În consecință, apare un consum suplimentar de reactiv (carbonat de sodiu) care, de asemenea, scumpește mai mult sau mai puțin tehnologia de prelucrare.

Rezultă deci ca rațională, de la caz la caz, scindarea acestor minereuri în două produse : un produs în care să se concentreze sulfurile urmînd a fi prelucrat prin leșiere acidă și alt produs în care să se concentreze carbonații urmînd a fi prelucrat prin leșiere sodică.

Desigur scindarea acestor minereuri în două produse ce urmează a fi prelucrate cu tehnologii diferite devine rentabilă numai în cazurile în care costurile operațiilor de separare rămîn mai mici decît costurile aferente surplusului de reactivi ce se consumă în reacțiile dintre carbonați și acidul sulfuric în primul caz, și dintre sulfuri și carbonatul de sodiu în al doilea caz.

În scopul scindări acestor tipuri de minereuri s-a studiat posibilitatea folosirii flotației, fiind un procedeu ieftin. În acest sens se întrevăd două posibilități : flotarea sulfurilor și flotarea carbonaților.

Cel mai frecvent se flotează sulfurile după procedeul clasic cu xantați. Tehnologia fiind bine cunoscută nu ne vom opri asupra ei. De altfel și în literatură sînt citate instalații de prelucrare a minereurilor de uraniu la care se extrag sulfurile prin flotare.

A doua posibilitate, flotarea carbonaților, vine în discuție în cazul în care sulful apare în asociații care flotează greu cum este pirotina sau în cazul cînd, fiind foarte fin diseminate în masa rocii, reclamă un grad de măcinare înaintat.

Redăm în continuare rezultatele încercărilor executate în vederea elaborării unei tehnologii de scindare a minereurilor uranifere prin flotarea carbonaților.

Tabela 1

Determinarea *p*H-ului optim

$d = 0{,}16$ mm
densitatea = 1,225 g/cm³
$n = 3/1$
acid oleic = 3 000 g/t

Produs obținut	Extracție greutate, V %	Conținut CO_2, %	Extracție metal, m, %	Timp flotare, minut	pH
Conc.	15	12,88	22,5	20	5
steril	85	7,81	77,5		
	100	8,57	100,0		
Conc.	9,8	16,28	16,9	23	6
steril	90,2	8,72	83,1		
	100,0	9,45	100,0		
Conc.	17	13,04	22,6	18	7
steril	83	9,14	77,4		
	100,0	9,81	100,0		
Conc.	27	24,59	66,5	21	8
steril	73	4,57	33,5		
	100,0	9,98	100,0		
Conc.	34	23,68	77,5	20	9
steril	66	3,57	22,5		
	100	10,41	100,0		
Conc.	38,5	21,54	82,0	15	10
steril	61,5	3,01	18,0		
	100,0	10,14	100,0		
Conc.	36	21,46	80,0	—	11
steril	64	3,09	20,0		
	100	9,68	100,0		

Încercările s-au excutat pe un minereu de uraniu cu gangă silicato-carbonatică cu următoarea compoziție chimică : 50,49% SiO_2 ; 6,61% CaO ; 3,28% MgO total carbonați 22,75%. Minereul avea și un conținut de sulf de 1—2%.

În vederea încercărilor de flotare, minereul a fost măcinat la 0,16 mm finețe determinată ca optimă.

Drept reactiv colectori în încercări s-au folosit acizii grași și săpunurile lor, iar ca reactivi depresanți — silicatul de sodiu singur și în combinație cu clorura ferică.

Din seria de acizi grași folosiți, cele mai bune rezultate s-au obținut în cazul folosirii acidului oleic, iar din seria săpunurilor — cu oleatul de sodiu.

Acidul oleic, în cazul flotării carbonaților lucrează cel mai eficace în mediu puternic alcalin.

Din încercări executate la diferite valori ale *p*H-ului tulburelii în intervalul 5—11 rezultă că cele mai bune rezultate se obțin la o valoare de 9—10 (fig. 1).

În mediul slab acid, pînă la *p*H = 6—7, acțiunea acidului oleic este extrem de slabă. În mediul bazic însă procesul de flotare se intensifică, cele mai bune rezultate obținîndu-se la *p*H = 9.

Selectivitatea procesului de flotare fiind diferită la diverse grade de alcalinitate a tulburelii, se poate trage concluzia că o dată cu creșterea alcalinității vor fi necesare adaosuri tot mai mici de acid oleic. Încercările făcute pentru stabilirea raportului între gradul de alcalinitate a tulburelii și consumul optim de acid oleic, criteriul de comparație fiind extracția de carbonați în concentratul de flotație, au arătat următoarele (fig. 2).

La consumuri mici, pînă la 1—3 kg/t acid oleic, rezultatele rămîn întrutotul nesatisfăcătoare, extracția de carbonați în concentratul de flotație atingînd abia 50%.

La adaosuri între 4—8 kg/t acid oleic, extracția de carbonați crește o dată cu mărirea adaosului de reactiv, în funcție de alcalinitatea tulburelii.

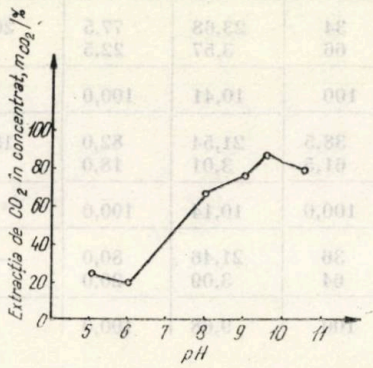


Fig. 1. Extracția de CO_2 în concentratul cu acid oleic în funcție de valoarea *p*H-ului.

La *p*H = 7,5 —8, extracția de carbonați în concentrat rămîne nesatisfăcătoare, pe cînd la aceleași adaosuri de acid oleic (4—8 kg/t) dar la *p*H = 9 — 10, extracția de carbonați atinge valori de 70—90%.

Spre exemplu, pentru obținerea unei extracții de 90% carbonați în concentrat în primul caz (*p*H = 7,5 — 8), este necesar un consum de 9,5 kg/t acid oleic, pe cînd pentru al doilea caz (*p*H = 9 — 10) numai 8 kg/t.

În ultimul caz (*p*H = 9 — 10) sterilul obținut reprezintă 40—45% în greutate și are un conținut de 1,7—2,2% CO_2, conținut ce nu ridică probleme deosebite în cazul leșierii acide. Tot în acest produs rămîn și sulfurile.

Din seria săpunurilor folosite în încercările de flotare a carbonaților, rezultate bune s-au obținut cu oleatul de sodiu. Ca și acidul oleic,

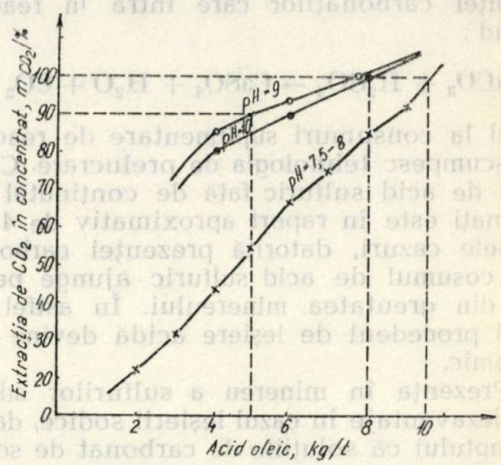


Fig. 2. Extracția de CO_2 în concentrat în funcție de consumul de acid oleic.

Tabela 2

Determinarea *p*H-ului optim

d = 0,16 mm
n = 3/1
oleat de Na = 3 000 g/t

Produs obținut	Extracție greutate, γ, %	Conținut CO_2, %	Extracție metal, m, %	Timp flotare, min	*p*H
Conc.	14,5	51,48	21,4	14	5
steril	85,5	9,74	78,6		
	100,0	10,55	100,0		
Conc.	18	15,56	26,8	14	6
steril	82	9,32	73,2		
	100	10,45	100,0		
Conc.	31	18,88	56,0	15	7
steril	69	6,66	44,0		
	100	10,45	100,0		
Conc.	20,8	20,96	44,0	12	8
steril	79,2	7,08	56,0		
	100,0	9,95	100,0		
Conc.	28	20,54	57,0	12	9
steril	72	6,25	43,0		
	100	10,30	100,0		
Conc.	31	21,87	69,0	14	10
steril	69	4,34	31,0		
	100	9,80	100,0		
Conc.	37	19,96	74,0	14	11
steril	63	4,09	26,0		
	100	9,97	100,0		

oleatul de sodiu lucrează bine în mediu bazic. Cele mai bune rezultate se obţin la o alcalinitate a tulburelii de *p*H = 10 — 11 (fig. 3).

Şi în cazul oleatului de sodiu s-a determinat consumul optim la diferite grade de alcalini-

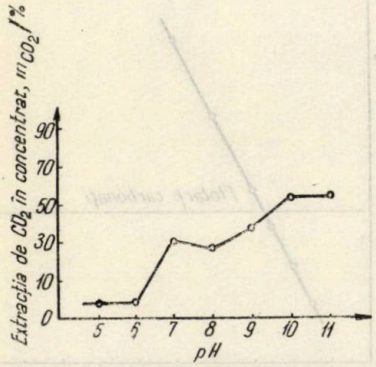


Fig. 3. Extracţia de CO_2 în concentrat cu oleat de Na în funcţie de *p*H.

tate a tulburelii (*p*H = 8 şi *p*H = 11). Din rezultatele obţinute, se pot trage următoarele concluzii (fig. 4).

Oleatul de sodiu dă rezultate ce pot fi luate în discuţii la consumuri mai mari de 3 kg/t. În ceea ce priveşte consumul optim de oleat

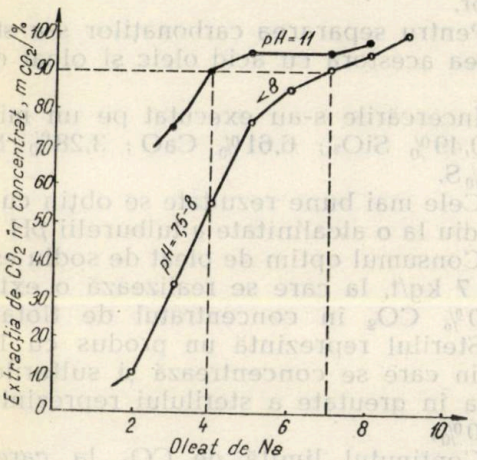


Fig. 4. Extracţia de CO_2 în concentrat în funcţie de consumul de oleat de Na.

de sodiu, acesta este mult mai redus în mediu puternic bazic (*p*H = 11).

Astfel, revenind la exemplul anterior, adică pentru a obţine o extracţie de carbonaţi în concentratul de flotaţie egală cu 90%, în cazul flotării la un *p*H = 8 sînt necesare 7 kg/t oleat de sodiu, pe cînd la un *p*H = 9 sînt necesare numai 4 kg/t oleat.

Sterilul care rezultă în cazul flotării, la o extracţie de 90% carbonaţi (*p*H = 11), are un conţinut de 1—2% CO_2, de asemenea corespunzător leşierii acide. Extracţia în greutate a sterilului reprezintă 58—60%.

În comparaţie cu acidul oleic, se constată că oleatul de sodiu este mai selectiv, permiţînd ca la extracţie de 90% CO_2 în concentrat, extracţia în greutate a acestuia să fie de 40—42% faţă de cazul flotării cu acid oleic, la care ex-

Tabela 3

Determinarea consumului de acid oleic

*p*H = 9

Produs obţinut	Extracţie greutate, *V*, %	Conţinut CO_2, %	Extrcţaţie metal, *m*, %	Timp flotare, min	Acid oleic, g/t
Conc.	33	21,79	75,0	10	4 000
steril	67	3,67	25,0		
	100	9,65	100,0		
Conc.	40,5	21,36	82,0	14	6 000
steril	59,5	3,26	18,0		
	100,0	10,59	100,0		
Conc.	56	16,89	90,0	16	8 000
streil	44	2,26	10,0		
	100	10,45	100,0		

*p*H = 10

Produs obţinut	Extracţie greutate, *V*, %	Conţinut CO_2, %	Extracţie metal, *m*, %	Timp flotare, min	Acid oleic, g/t
Conc.	33	20,13	70,0	10	4 000
steril	67	3,75	30,0		
	100	19,6	100,0		
Conc.	38	20,05	81,0	10	6 000
steril	62	2,92	19,0		
	100	9,46	100,0		
Conc.	44	19,55	90,0	12	8 000
steril	56	1,74	10,0		
	100	9,58	100,0		
Conc.	40,0	18,43	87,0	—	9 000
steril	60,0	1,82	13,0		
	100,0	8,49	100,0		

tracţia în greutate a concentratului este de 45—50%.

Avantajul oleatului de sodiu, faţă de acidul oleic, constă însă în eficacitatea considerabil mai mare a acestuia. Pentru a obţine, spre exemplu, o extracţie de 90% carbonaţi în concentratul de flotare, este necesar un consum de 7 kg/t oleat de sodiu sau 8 kg/t acid oleic. Raportul între consumul optim de acid oleic şi oleat de sodiu nu rămîne acelaşi în toate cazurile; spre exemplu sub influenţa temperaturii îşi schimbă aspectul.

În ceea ce priveşte adaosul de depresanţi la

flotarea carbonaților, din încercări a rezultat că nu este justificată folosirea lor.

În ceea ce privește mineralele de uraniu, acestea se repartizează, atît în produsul de carbonați, cît și în cel silicatic, în raport cu extracția în greutate a acestor produse.

După cum s-a mai amintit, scindarea minereurilor uranifere prin flotarea carbonaților vine în discuție numai în cazurile în care prin aplicarea ei se realizează economii.

Pornind de la considerentul că datorită compoziției chimico-mineralogice a minereului posibilitatea lești sodice se exclude, rămîn două posibilități și anume:

— leșierea acidă la care costurile vor crește în funcție de conținutul de carbonați;

— scindarea minereului prin flotarea carbonaților după tehnologia descrisă și leșierea separată a produselor, adică leșierea sodică pentru concentratul de carbonați, care reprezintă circa 50% și leșierea acidă pentru steril, care reprezintă tot 50%.

Tabela 4

Determinarea consumului de oleat de Na la $pH = 11$

Produs obținut	Extracție greutate, γ,%	Conținut CO_2, %	Extracție metal, ε,%	Oleat de Na g/t
Conc.	46,5	17,55	93,5	4 000
steril	53,5	1,06	6,5	
	100,0	8,82	100,0	
Conc.	49,5	16,86	94,0	5 000
steril	50,5	1,06	6,0	
	100,0	8,93	100,0	
Conc.	52	17,37	94,0	7 000
steril	48	1,32	6,0	
	100	9,63	100,0	
Conc.	54,5	15,42	95,5	8 000
steril	45,5	0,90	4,5	
	100,0	8,81	100,0	

Aplicarea uneia din aceste două posibilități va fi determinată de raportul între costurile de flotare și costurile operațiilor de leșiere.

Considerînd că în cazul unui minereu cu 1—2% CO_2 costul leșierii cu acid sulfuric este în raport de 1 : 1 cu costurile leșierii sodice, rezultă că aplicarea uneia sau alteia din cele două variante va fi determinată de raportul între costurile de flotare și costurile surplusului de acid sulfuric consumat datorită prezenței carbonaților. Cum însă costurile operației de flotare rămîn constante, conținutul de carbonați din minereu rămîne factor hotărîtor.

În această situație, costurile aferente surplusului de acid sulfuric depășesc costurile de flotare la un conținut de 4—6% CO_2 în minereu (fig. 5). Prin urmare, conținutul limită de CO_2 care indică separarea carbonaților prin flotare și leșierea separată a produselor rezultate este de 4—6% CO_2.

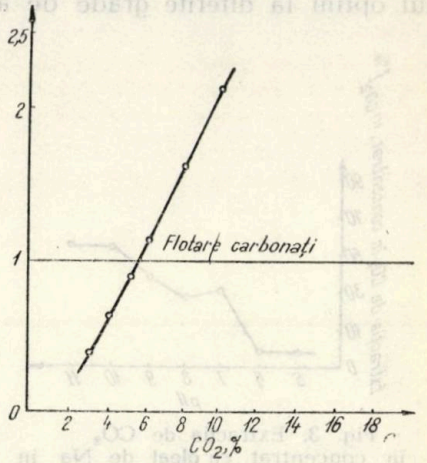


Fig. 5. Costurile suplimentare de H_2SO_4 în funcție de conținutul de CO_2 în minereu.

CONCLUZII

1. În cazul minereurilor uranifere carbonato-silicatice cu conținut de sulfuri, se pune problema separării, fie a sulfurilor, fie a carbonaților.

2. Pentru separarea carbonaților s-a studiat flotarea acestora cu acid oleic și oleat de sodiu.

3. Încercările s-au executat pe un minereu cu 50,49% SiO_2; 6,61% CaO; 3,28% MgO; 1—2% S.

4. Cele mai bune rezultate se obțin cu oleat de sodiu la o alcalinitate a tulburelii $pH = 11$.

5. Consumul optim de oleat de sodiu este de circa 7 kg/t, la care se realizează o extracție de 90% CO_2 în concentratul de flotație.

6. Sterilul reprezintă un produs cu 1—2% CO_2 în care se concentrează și sulfurile. Extracția în greutate a sterilului reprezintă circa 50%.

7. Conținutul limită de CO_2 la care este indicată separarea carbonaților este de 4—6% CO_2.

8. Uraniul în produsele flotării se împarte în raport cu greutatea acestora.

BIBLIOGRAFIE

[1] Andronescu, A. *Contribuții la cunoașterea comportării geochimice a uraniului în unele zăcăminte uranifere.* Revista Minelor, nr. 12, 1966.

[2] Tătaru, S. *Realizări și tendințe în ramuri extractivă a industriei energetice nucleare.* Revista Minelor, nr. 4, 1965.

[3] Seviakov, V. B. *Tehnologhia urana.* 1961.

[4] Kopelman, B. *Materiali dlia iadernih reaktorov.*

[5] Eigeles, M. A. *Osnovî flotații nesulfidnih minералov.* 1964.

(Articolul a intrat în redacție în luna octombrie 1967)

Recenzii

Probleme puse de perfecţionarea schemelor tehnologice şi a mijloacelor de transport minier. Editura Nauka, Moscova, 1967 (culegere de lucrări ştiinţifice sub redacţia membrului corespondent al Academiei de ştiinţe a U.R.S.S. *A. O. Spinakovski*).

Culegerea cuprinde o bună parte din lucrările ştiinţifice şi de cercetare efectuate în ultimii ani de către Laboratorul de transport minier al Institutului pentru probleme miniere A. A. Skocinski din Moscova. Problemele tratate în lucrare sînt împărţite în două părţi şi anume :

— schemele tehnologice ale transportorului subteran ;

— mijloacele tehnice ale transportului cu ajutorul transportoarelor în industria minieră.

Prima parte cuprinde lucrări ce tratează o serie de probleme legate de mijloacele şi posibilităţile de optimizare a schemelor tehnologice a transportului subteran şi de alegere a mijloacelor de însilozare prin folosirea metodelor matematice moderne şi de modelare cu ajutorul maşinilor de calcul cifrice şi a instalaţiilor de modelare speciale.

Un deosebit interes în această parte a lucrării prezintă problemele tratate de Z. M. Leites şi V. A. Sisoieva, cu privire la optimizarea schemelor de transport subteran pe baza teorii grafelor, unde pentru prima dată se explică pe larg folosirea acestei metode pentru rezolvarea unei probleme concrete. Din lucrare reiese că folosirea acestei metode, pe lîngă faptul că este simplă — fapt ce o face practicabilă chiar şi de către proiectanţii de rînd — dă posibilitatea determinării celor mai eficace variante de transport, în funcţie de condiţiile geologico-miniere ale minei, nu numai pe sectoare izolate ci şi pe întreaga exploatare.

Partea a doua a lucrării cuprinde studii şi cercetări legate de o serie de probleme referitoare la perspectivele şi dezvoltarea transportoarelor cu bandă de mare capacitate şi lungime, a creării de noi tipuri constructive şi perfecţionării celor existente, a proceselor dinamice şi de repartizare a forţelor de tracţiune în dispozitivele de acţionare în perioada de pornire şi regim şi a perfecţionării metodelor de calcul a diferiţilor parametri.

Tot în această parte a lucrării sînt tratate o serie de probleme legate de tehnica vibrării şi a transportului prin vibrare, de construcţie şi perfecţionare a instalaţiilor bazate pe acest principiu (transportoare, alimentatoare şi ciururi).

O deosebită importanţă în această parte a lucrării o prezintă problemele tratate de A. O. Spinakovski, referitoare la construirea transportoarelor speciale de mare capacitate cu dispozitive de acţionare intermediare, a celor pentru bulgări şi înclinaţii mari de transport. De un viu interes sînt, de asemenea, problemele tratate în lucrarea lui M. A. Kotov cu privire la construirea transportoarelor cu bandă pe pernă de aer, care ar da posibilitatea eliminării rolelor de susţinere, mărirea vitezei de transport (care este limitată la actualele construcţii) şi o simplificare esenţială a părţii mecanice a transportorului.

Dintre problemele teoretice incluse în lucrare sînt de remarcat cele referitoare la transmiterea forţei de tracţiune de la toba de acţionare la bandă, în care, pe baza datelor experimentale, este cercetată interacţiunea dintre bandă şi căptuşeala elastică a tobelor de acţionare şi determinate cauzele uzurii accentuate ale acestora. Tot în această grupă de lucrări se pot include şi cele legate de cercetarea repartizării forţei de tracţiune între două tobe acţionate cu motor independente în care se fac o serie de recomandări valoroase în alegerea schemelor de acţionare.

Spre deosebire de alte culegeri de articole, în această lucrare sînt adunate cele mai actuale probleme puse de perfecţionarea transportului în industria minieră caracterizate, atît prin tratarea lor la un înalt nivel teoretic şi folosirea în rezolvarea diferitelor metode matematice, cît şi a experimentărilor prin folosirea de noi standuri şi aparatură.

Lucrarea poate fi de un real folos personalului tehnico-inginerese din industria minieră şi în special celui din domeniul cercetării.

Dr. ing. **V. Singeorzan**

Invenţii

Procedeu de obţinere a combinaţiilor uranifere de puritate nucleară

Invenţia se referă la un procedeu de obţinere a combinaţiilor uranifere de puritate nucleară direct în ciclul de hidrometalurgie.

Este cunoscută extragerea uraniului din minereuri prin leşierea acestora cu o soluţie acidă ca de exemplu soluţie de acid sulfuric sau azotic. Soluţia acidă obţinută, conţinînd circa 5 g uraniu la litru, este pusă în contact cu un solvent organic, de exemplu tributilfosfat, care extrage uraniul din faza apoasă. Solventul organic, cu un conţinut de circa 5 g/l, este adus în contact cu o soluţie 1,5 molară de carbonat de amoniu saturată în uraniu (circa 5 g/l uraniu). Se separă apoi faza apoasă de solventul organic şi se trimite într-un decantor unde i se adaugă amoniac şi gaz carbonic. Din decantor se evacuează o soluţie 1,5 mol/l $(NH_4)_2CO_3$ saturată în uraniu, care se recirculă. Din suspensia îngroşată se separă prin filtrare uranil-tricarbonatul de amoniu, conţinînd 96,2% U_3O_8.

Acest procedeu are dezavantajul de a fi aplicabil numai în cazul leşierii acide a minereurilor cu conţinut redus de carbonaţi. De asemenea, nu permite obţinerea decît a unor combinaţii cu puritate redusă, necesitînd introducerea unor operaţii suplimentare pentru îndepărtarea molibdenului. Datorită aplicării extracţiei la soluţiile de leşiere, sînt necesare volume mari de solvenţi, precum şi menţinerea în circuit a unei cantităţi însemnate de uraniu în soluţia de reextracţie.

Prezenta invenţie înlătură aceste dezavantaje, prin aceea că uraniul extras cu solvenţi organici dintr-un concentrat bogat în uraniu, şi reextras cu o soluţie de carbonat de amoniu, este precipitat sub formă de uranil-tricarbonat de amoniu cu ajutorul unui adaos de carbonat de amoniu solid, separarea fazei organice de faza anorganică făcîndu-se după precipitare.

Se dă mai jos un exemplu de realizare a procedeului.

Se prelucrează o cantitate de 15 t minereu uranifer pe linia sodică, obţinîndu-se concentratul chimic sub formă de diuranat de amoniu. Acesta se dizolvă în acid azotic, rezultînd soluţii cu concentraţii 9,94 — 138,27 g/l uraniu şi cu aciditate circa 60 g/l HNO_3 liber. Această soluţie se aduce în contact într-un extractor cu un solvent organic conţinînd tributilfosfat diluat cu petrol. Un conţinut de 30—50% tributilfosfat în petrol s-a dovedit optim, asigurînd o bună separare a fazelor, viscozitatea corespunzătoare a amestecului şi o capacitate de extracţie de pînă la 399,98 g uraniu/litru tributilfosfat. Extracţia se face la temperatura ambiantă, adică 22 ± 0,5°C. Durata de agitare a solventului cu soluţia uraniferă este de circa 10 min, iar durata liniştirii şi decantării fazelor este de circa 5 min. Apoi faza anorganică este evacuată, iar faza organică se spală cu apă distilată luată într-un volum de 2,5 ori mai mare decît volumul fazei organice. Apele de spălare conţinînd excesul de acid şi de uraniu se recirculă la dizolvarea concentratului chimic.

Solventul spălat se aduce apoi în contact cu o soluţie 15% $(NH_4)_2CO_3$ cu care se agită timp de 10 min la temperatura de 50 ± 2°C. Apoi amestecului i se adaugă carbonat de amoniu solid şi se agită din nou. Adăugarea carbonatului de amoniu solid provoacă imediat precipitarea uraniului sub formă de cristale de culoare galben-verzuie, care se depun la fundul vasului. Precipitarea rapidă, cu formare de cristale mari, este favorizată de existenţa în amestec, sau pe pereţii vasului, a unor cristale de uraniltricarbonat, de ridicarea bruscă a concentraţiei de carbonat de amoniu în sistem şi de răcirea rapidă a amestecului. Adăugarea carbonatului de amoniu solid se sistează în momentul cînd prin adăugarea unei noi porţii de reactiv, nu se mai observă formarea de cristale de uraniltricarbonat.

După răcirea şi liniştirea amestecului se separă în vasul de reacţie trei faze:

— faza solidă, constituită din cristale de sare de uraniu la fundul vasului;

— soluţia de carbonat de amoniu, la mijlocul vasului;

— tributilfosfat în petrol, deasupra.

Prin calcinarea produsului obţinut la 410°C se obţine trioxidul de uraniu UO_3 de culoare roşie-portocalie, iar prin calcinare la 770°C se obţine U_3O_8 de culoare brună-verzuie. Prin reducerea oxizilor astfel obţinuţi ca şi prin reducerea uraniltricarbonatului într-un cuptor tubular la temperatura de 670°C, timp de 2,5 ore în atmosferă de amoniac disociat se obţine bioxid de uraniu sub formă de pulbere piroforică. Prin sinterizarea bioxidului de uraniu se pot obţine elemente combustibile pentru reactoarele nucleare.

Invenţia prezintă avantajul de a permite, printr-un procedeu simplu, obţinerea de combinaţii uranifere de puritate nucleară, lipsite de elemente cu secţiune mare de absorbţie pentru neutroni şi care pot fi prelucrate uşor la elemente combustibile pentru reactoare nucleare.

Brevet R.S.R. nr. 48812
Titular: *Ministerul Minelor* Înregistrat 12. VIII. 1965
Autori: ing. *Coloman Iosif Braun* Publicat 8. IX. 1967
ing. *Ioan Duma* Dosar OSI 50142
ing. *Gheorghe Filip* Clasificare: 12, n, 43/00
dr. ing. *Paraschiv Ilie*
dr. ing. *Sever Tătaru*

Ştiri

— Rezervele de moliblenit ale zăcămîntului de la Henderson (S.U.A.), ca urmare a unor noi foraje de exploatare efectuate în ultimul timp, sînt estimate în prezent la 303 mil. tone minereu cu 0,49% MoS_2.

Reamintim că zăcămîntul urmează a fi pus în exploatare cu o capacitate de 27 000 t minereu/zi, corespunzînd unei producţii de 23 000 t/an de molibden, la nivelul anului 1970.

În prezent este în curs de săpare puţul principal de extracţie cu un diamettru de 8 m şi o adîncime proiectată de 800 m.

— Zăcămîntul de minereu de uraniu de la Arlette (Nigeria), descoperit în anul 1967, urmează a fi pus în exploatare prin lucrări în carieră. În prima etapă se vor executa lucrările de descopertare, uzina pilot pentru concentrarea minereului (pînă în anul 1970) şi în etapa doua (1973) se va pune în funcţie uzina de concentrare cu o capacitate de 1 000 t/an de uraniu metal.

— Producţia de cărbune a ţărilor din Piaţa Comună este în continuă scădere şi anume 255,4 mil. tone în anul 1956, 209,813 mil. tone în 1966 şi 189,213 mil. tone în 1967. Stocul total de cărbune se ridica la finele anului 1967 la 60 mil. tone.

Productivitatea muncii în subteran este în continuă creştere, după cum rezultă :

		1952	1966	1967
R.F.G.	kg/post	1 531	3 050	3 390
Franţa	kg/post	1 353	2 140	2 238
Belgia	kg/post	1 146	1 996	2 095
Olanda	kg/post	1 642	2 305	2 429
Italia	kg/post	609	2 786	2 742

— În Noul Mexic (S.U.A.) s-a efectuat o explozie nucleară subterană în cadrul programului „Gasbugey" prin care s-au pus în legătură şi s-au reunit într-o singură pînză numeroase zăcăminte de gaze, a căror exploatare separată nu era rentabilă.

Se afirmă că explozia nu a provocat degajări radioactive.

— Un zăcămînt de cupru foarte mare urmează să fie pus în exploatare în curînd la Twin Buttes (32 km sud de oraşul Tucson din Arizona — S.U.A.). Lucrările de descopertare însumează 181 mil. tone, cariera urmînd a produce 27 000 t/zi de minereu cu 0,5—0,7% Cu.

S-a renunţat la principiul clasic de lucru cu excavatoare, descoperta efectuîndu-se cu 52 screpere automotoare de 900 CP. sterilul fiind transportat cu benzi şi camioane de 90 t. După 30 luni de activitate s-a realizat descoperta pe un perimetru de 2,4 km lungime şi 1,6 km lăţime. Zăcămîntul are o grosime medie de 140 m.

Sterilul rezultat din descopertă se utilizează la construirea iazurilor de decantare care se întind pe 18,5 km cu o înălţime de 61 m.

Pentru preluarea sterilului s-a utilizat o bandă de fabricaţie Goodyear cu o lăţime de 1,524 m şi o grosime de 32 mm, armată cu cabluri de oţel. Porţiunile cele mai înclinate ale benzii (pentru ridicarea sterilului) ating înclinări de 25%, avînd pentru o lungime de 260 m, trei motoare de 1 250 CP. Transportul pe orizontală (pînă la punctul de încărcare în camioane) se efectuează pe 1 524 m cu o bandă antrenată de două motoare de 1 250 CP.

Întreaga organizare pe şantier (birouri, ateliere, magazii etc.) este concentrată într-o singură clădire de 137 m lungime şi 38 m lăţime.

— Canada este principalul producător de nichel din lumea capitalistă. În anul 1967 a produs 250 000 t. c. faţă de 235 000 t. c. realizate în anul 1966.

Numeroase noi mine sînt în curs de deschidere la : Copper Cliff North, Kirkwood, Coleman, Litte Stobie, Svab, Strathcona etc.

— În Rhodesia este în curs de deschidere zăcămîntul de la Shamva şi cel de la Madziwa, care urmează să producă anual 7 500 tone litrice de nichel.

— În R.S.F. Iugoslavia a intrat de curînd în producţie mina de la Tajmiste (Macedonia), a cărei rezerve de minereu de fier sînt estimate la 100 mil. tone.

— Rezervele de minereu de fier ale zăcămîntului de la Kudremukh (India) sînt evaluate la cîteva miliarde de tone. Prima mină urmează să intre în producţie în anul 1970 cu o capacitate de 4 mil. tone/an de minereu fin şi pelite, urmînd să fie majorată la 8 mil. tone/an.

— În baza unui protocol încheiat cu Marocul, societăţile Centrozap (R.P. Polonă), Interexport şi Rudis (R. S. F. Iugoslavia) urmează să efectueze explorarea zăcămîntului de fosfaţi de la Khémisset.

— O delegaţie de ingineri din U.R.S.S. execută lucrări de prospecţiuni pentru minereu de Zn, Pb, Ag şi Au în zona Bou-Madine din Maroc.

Mines et Métallurgie, martie, 1968.

— La uzina pilot de la rafinăria Baytown (Texas-S.U.A.) se fac încercări pentru punerea la punct a unui procedeu de obţinere de hidrocarburi lichide din cărbune. Punerea la punct a unei uzine exploatabilă, rentabilă pentru conversiunea cărbunelui în hidrocarburi lichide este apreciată ca posibilă în următorii zece ani. Dacă actualele date economice vor putea fi îmbunătăţite se consideră că punerea în funcţiune a acestei uzine se va putea efectua într-un termen mai scurt.

— În Uniunea Sovietică, Germania Federală şi S.U.A. se continuă studiile pentru punerea la punct a unui generator numit magneto-hidro-dinamic care urmează să producă direct energie electrică pornindu-se de la un gaz de combustie de înaltă temperatură, fără intervenţia energiei mecanice. Cărbunele supus acţiunii razelor Laser degajă un flux de gaze ionizate (cu conductibilitate ridicată). Gazele dirijate într-un cîmp electro-magnetic produc o tensiune electrică, care este captată prin electrozi.

Se precizează că se vor putea pune la punct pe acest principiu generatoare de construcţie simplă care vor putea concura cu energia produsă din materialele nucleare.

— Zăcămintele de sulf din Chile sînt de origine vulcanică. Ele se întind pe o lungime de aproape 2 500 km pe flancurile munţilor Anzii Cordilieri, la altitudini variind între 4 000 şi 6 000 m. Minereul cu un conţinut de 40 la 75% sulf se prezintă sub formă de strate de 0,5 pînă la 8 m grosime, acoperit de un strat subţire de cenuşă vulcanică. Exploatarea se efectuează la zi (circa 9—10 luni pe an). Temperatura în zona carierelor variază între —20° iarna şi +65° vara. Producţia anuală se ridică la circa 50 000 t/an din care circa 37 000 t/an sulf rafinat.

Producţia de aur a R. S. F. Iugoslavia variază de mai mulţi ani între 2,5 şi 3,3 t/an, din care 10—12% provine de la mina de plumb şi zinc de la Trepca.

— Rezervele de spat-fluor ale zăcămîntului de la Ambadungar (India) sînt evaluate la 12 mil. tone cu un conţinut de 30% CaF_2.

Mines et Métallurgie, aprilie 1968

— În anul 1967 Coreea de Sud a produs aproape 13 mil. tone de cărbune (faţă de 11,6 mil. tone în anul 1966). Rezervele globale de cărbune din Coreea de Sud sînt apreciate la 1 309 mil. tone.

În anul 1967 s-au produs 5 mil. tone din șase mine aparținînd statului și restul de 8 mil. tone din circa 100 exploatări de mici proportii aparținînd particularilor.

— Un mare zăcămînt de lignit a fost pus în evidență în Turcia în regiunea Elbistan. Zăcămîntul se prezintă sub forma unui strat de 50 m grosime cu o rezervă de 2,5 G. tone exploatabilă la zi.

— În zona Mount Lyell (Tasmania-Australia) s-a pus în evidență un zăcămînt de cupru care cuprinde circa 16.9 mil. tone rezerve de minereu cu 1,026% Cu, 3,7 g/t Ag și 0,3 g/t Au.

— Zăcămîntul de cupru de la Mamut (Borneo) cu o rezervă de 35 mil. tone minereu cu 0,7% Cu a fost concesionat unei societăți japoneze.

— În Mozambic, la Namapa, s-a pus în evidență un zăcămînt de minereu de fier a cărui rezervă se estimează la 360 mil. tone cu un conținut de 60—64% Fe. Concesiunea a fost acordată unei firme japoneze.

— Trei zăcăminte de fosfați au fost descoperite recent la sud de Concherry (Queensland-Australia), cu conținuturi variind între 19 și 30% P_2O_5.

— U.R.S.S. a produs în anul 1966 circa 2,45 mil. tone fosfați, iar pentru anul 1967 producția se estimează la 3,5 mil. tone .

Principalele centre producătoare sînt provincia Perm (bazinul Bereznyaki cu rezerve de circa 2 G. t), și Bielorusia (zăcămîntul Starabinskoe). Două noi uzine de prelucrare a potasiului au intrat în producție în anul 1965 la Novostebniskovsk (provincia Lvov) și la Ust-Kamonogorsk (provincia Kazahstan).

Annales des mines, aprilie 1968.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacția și administrația: București, Calea Victoriei nr. 109, sectorul I, telefon 15. 15. 40. Revista este editată de Oficiul de documentare și publicații tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administrația revistei. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002 B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informația" str. Brezoianu 23—25, București, c. 5600

Taxele poștale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1967.

43413

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIX Nr. 8 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Алмэшан, Б. *День шахтёра*

Раман, П. *К столетию горной промышленности в бассейне Валя Жиулуи*

Попа, А *Двадцатилетие деятельности Горного института Петрошань.*

Мурешану, В. и Вылкулеску, И. *Соображения по вопросу использования очистных комбайнов и результаты полученные в бассейне Мотру.*

В статье приводятся результаты, полученные в бассейне Мотру при механизированной выёмке лигнита очистными комбайнами различных типов, а также методы крепления и критерии выбора оборудования для выемки в зависимости от метода применяемого крепления.

ИЗ ОПЫТА НАШИХ ШАХТ

Бэбэлэу, Д. Анастасе, Х. и Тоторча, К. *Проходка и крепление горного сооружения большого габарита усовершенствованными способами.*

Описывается проходка подземной машиной камеры при креплении посредством штанг и набрызг-бетоном.

Труцэ, Т., Скурту, Х. и Никоарэ, К. *Удвоение производительности в очистном забое посредством установки скрепера в рудной лаве.*

Кокулеску, М. *Некоторые свойства образования пыли и использование их при исследовании.*

На основании произведенных исследований и наблюдений, автор определяет некоторые закономерности образования пыли.

Дырдалэ, К. и Нахбар, Б. *Предложения по улучшению сталей, применяемых для крепления штреков.*

Приводятся характеристики главных типов (марок) сталей, изготовляемых в стране, с возможностью применения их для изготовления металлических крепей для горной промышленности.

Жуде Эльвира и Ротэреску Родика. *Некоторые вопросы обработки комплексных урановых руд.*

В статье описывается способ распада урановых руд посредством флотации карбонатов в целях экономической обработки этих руд.

INHALT

Almăşan, B. *Der Bergmannstag*

Roman, P. *Ein Jahrhundert industriellen Bergbaues im Jiutal*

Popa, A. *20 jährige Tätigkeit des Bergbau-Institutes Petroşani*

Mureşanu, V. und Vilculescu, I. *Betrachtungen hinsichtlich der Schrämlader und die Ergebnisse, welche im Motrubecken erzielt wurden.*

Im Aufsatz werden die Ergebnisse, die im Motrubecken bei der mechanisierten Gewinnung der Braunkohle mit verschiedenen Schrämladern und Ausbausystemen erzielt wurden, sowie die Grundsätze betreffend die vom angewendeten Ausbausystem bedingte Auswahl der Gewinnungsgeräte, beschrieben.

AUS DER ERFAHRUNG UNSERER GRUBEN

Băbălău, D., Anastase, H. und Totorcea, C. *Vortrieb und Ausbau bergmännischer Arbeiten von grossem Ausmass nach modernen Verfahren.*

Es wird das Auffahren eines Maschinenraumes unter Tage mit Ankerausbau und Spritzbeton beschrieben.

Truţa, T., Scurtu, H. und Nicoară, C. *Verdoppelung der Abbauleistung durch Aufstellung eines Schrappers in einem Erzstrebbau.*

Coculescu, M. *Einige Eigenschaften der Staubbildung und ihre Anwendung in den Forschungsarbeiten.*

Auf Grund von ausgeführten Untersuchungen und Beobachtunten bestimmt der Verfasser einige Regeln der Staubbildung.

Dîrdală, C. und Nachbar, B. *Vorschläge zur Verbesserung der Stahlsorten, die im Streckenausbau angewendet werden.*

Im Aufsatz werden die Merkmale der Haupttypen (Markven) der im Lande hergestellten Stahlsorten die zur Verfertigung der Ausbauelemente im Bergbau verwendet werden können, dargelegt.

Jude Elvira und Rotărescu Rodica *Einige Probleme der Verarbeitung von komplexen, uranhaltigen Erzen.*

Im Aufsatz wird ein Spaltverfahren der uranhaltigen Erze durch Flottierung der Karbonate, zwecks ihrer wirtschaftlichen Verarbeitung, beschrieben.

SOMMAIRE

Almăşan, B. *La fête des mineurs*

Roman, P. *Cent ans d'industrie minière dans la bassin charbonnier de Valea Jiului*

Popa, A.: *Vingt ans d'activité de l'Institut des mines de Petroşani*

Mureşanu, V. et Vîlculescu, I. *Considérations sur l'emploi des haveuses-chargeuses dans les tailles et les résultats acquis dans le bassin charbonnier de Motru.*

Dans cet article on indique les résultats obtenus à l'abatage mécanisé du lignite dans le bassin de Motru, à la suite de l'expérimentation de différents types de haveuses-chargeuses et de procédés de soutènement des tailles, ainsi que les critères pour le choix de ces engins en égard au soutènement adopté.

SUR LA PRATIQUES DE NOS MINES

Băbălău, D., Anastase, H. et Totorcea, C. *Le creusement et soutènement d'une construction minière à grande section, par application des méthodes avancées.*

On donne la description du procédé de creusement d'une salle de machines souterraine soutenue par boulonnage du toit et béton torcrété.

Truţă, T., Scurtu, H. et Nicoară, C. *Doublage du rendement par homme-post à la suite du montage d'un racleur dans une exploitation de minerai par longues tailles chasantes*

Coculescu, M. *Quelques propriétés de l'engendrement des poussières et leur application dans la recherche.*

En vertu des études et des observations effectuées, l'auteur ennonce quelques principes sur la formation des poussières.

Dîrdală, C. et Nachbar, B. *Proposition concernant l'amélioration des aciers employés au soutènement des galeries.*

Dans cet article sont présentées les principales caractéristiques des aciers fabriqués en Roumanie, ainsi que les possibilités de leur application à la confection des profilés métalliques utilisés dans l'industrie minière.

Jude Elvira et Rotărescu Rodica *Certains problèmes concernant le traitement des minerais uranifères complexes.*

L'article donne la description d'un procédé de séparation des minerais uranifères par flattation des carbonates, en vue d'un traitement économique de ces minerais.

CONTENTS

Almăşan, B. *Miner's Day*

Roman, P. *100 years of industrial mining in the Jiu Valley*

Popa, A. *20 years of activity of the Petroşani Mining Institute*

Mureşanu, V. and Vîlculescu, I. *Considerations on coal cutter-loaders and results obtained in the Motru lignite district*

The paper describes results obtained with mechanized cutting of lignite in the Motru district, with various types of cutter-loaders and support methods as well as criterions for selecting cutting equipment according to support method applied.

From the experience of our mines.

Băbălău, D., Anastase, H., and Totorcea, C. *The excavation and support of large underground rooms by advanced methods.*

The paper describes the excavation of a large engine room underground, with support by roof bolting and gunite covering.

Truta, T., Scurtu, H. and Nicoară, C. *Doubling efficiency by using scrapers at a longwall stope in ore mining.*

Coculescu, M. *Aspects of dust formation and their use in research*

Based on studies and observations made, the authors determine ways of dust formation

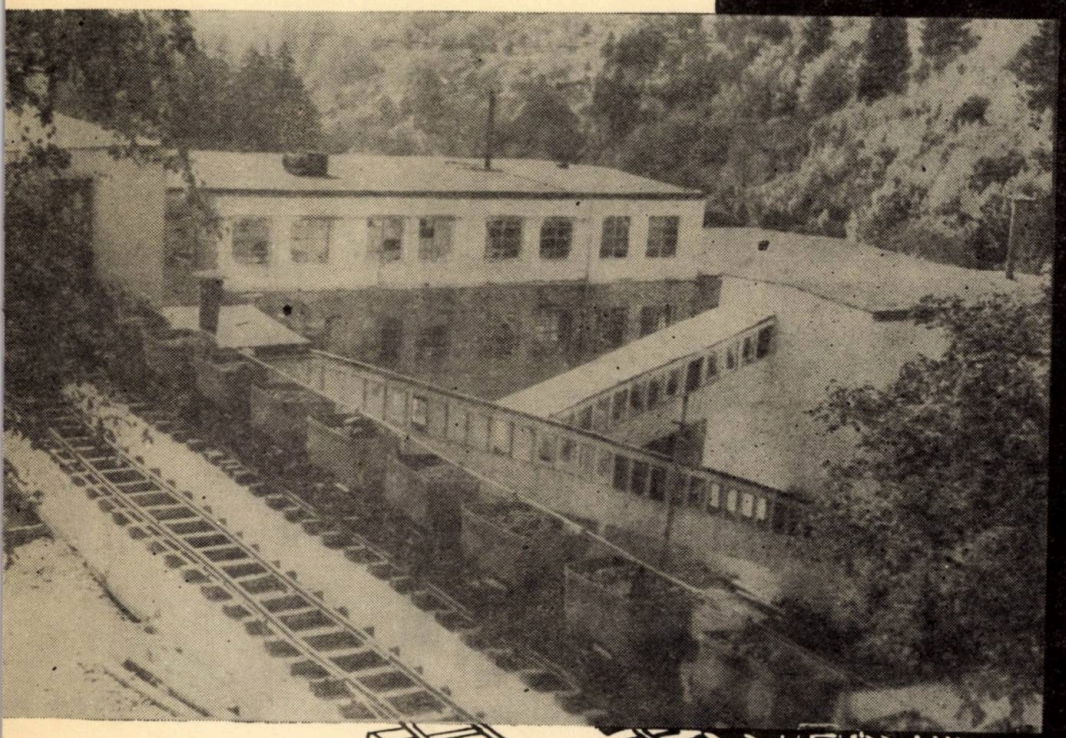
Dîrdală, C. and Nachbar, B. *Suggestions towards improving the quality of steels used in road support.*

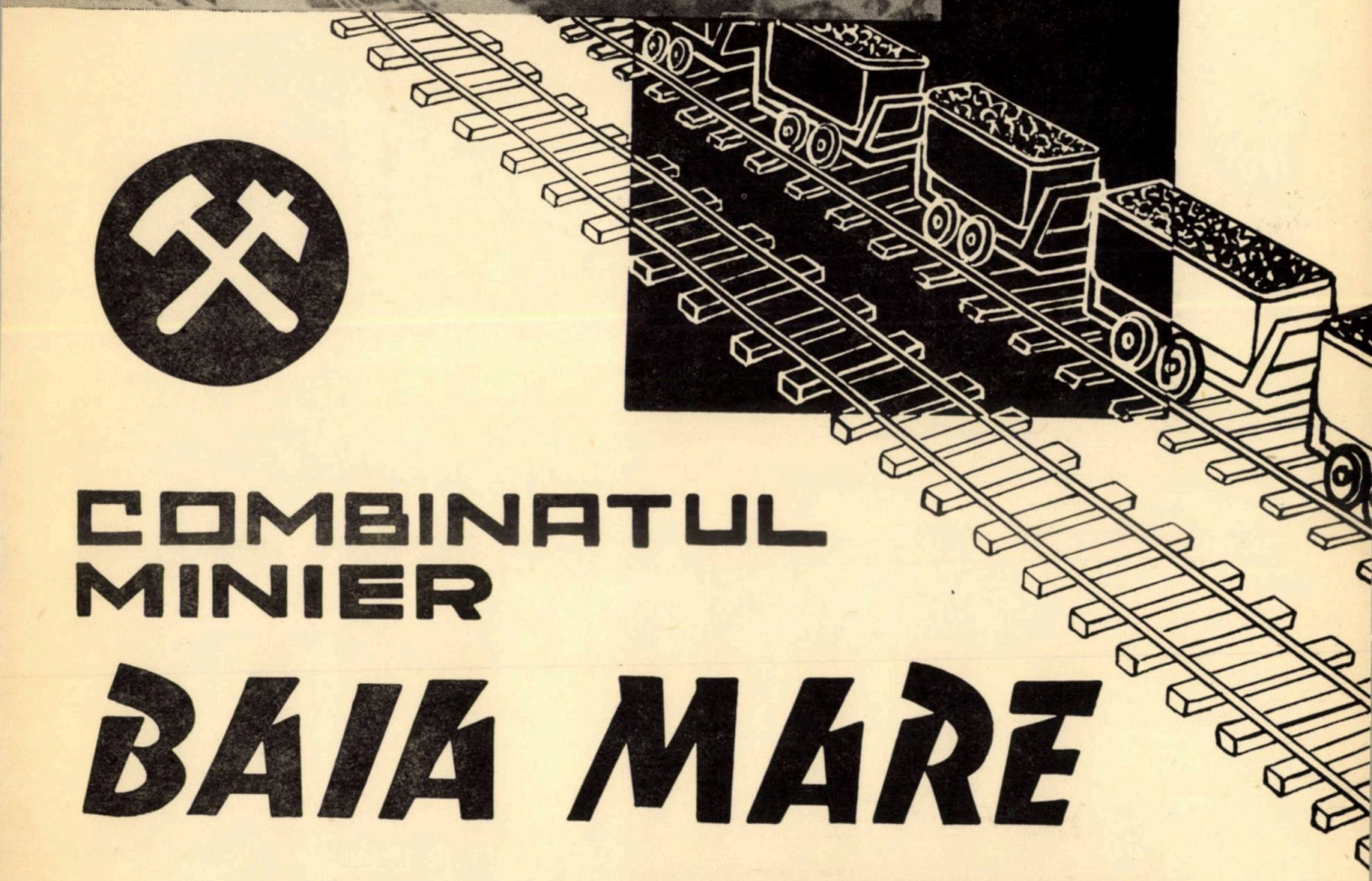
The paper presents the characteristics of the various marks of steel produced in the country, which could be used, with advantage in underground support.

Jude Elvira and Rotărescu Rodica *Some problems related to uranium ore dressing.*

The paper describes a means of splitting uranium ores by the flotation of the carbonates for the economic dressing of such ores.

FLOTAȚIA E. M. BĂIUȚ

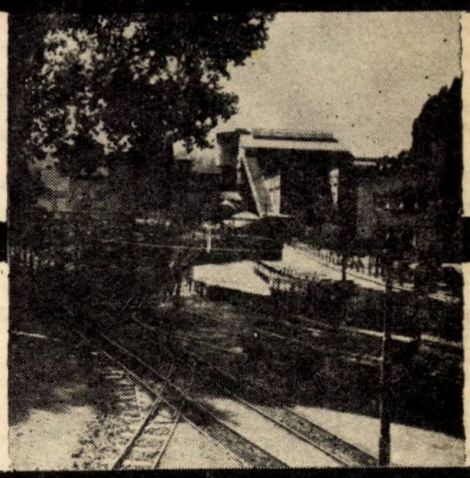




COMBINATUL MINIER

BAIA MARE

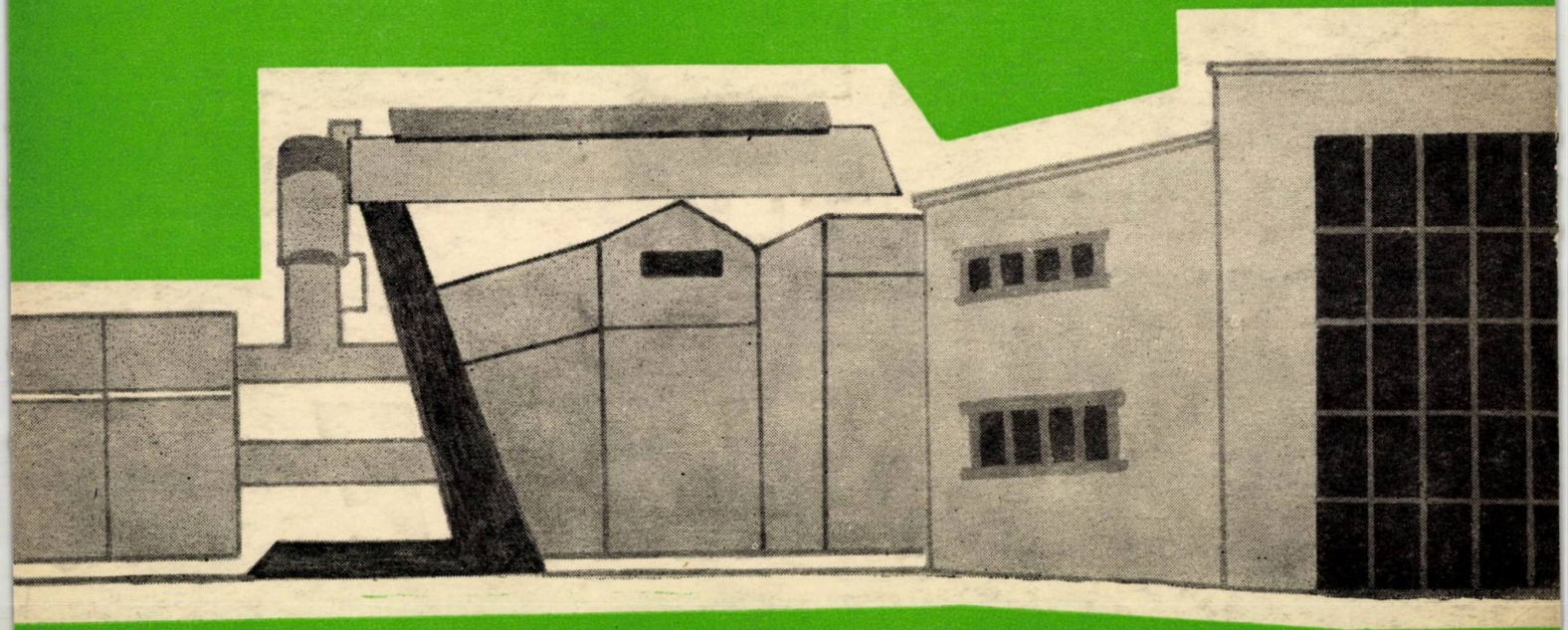
COMBINATUL CARBONIFER



Circuitul de la suprafața minei
și Preparația Lupeni

1968 AUG 2 8

VALEA JIULUI



E 1433

9

VOLUMUL XIX

1968

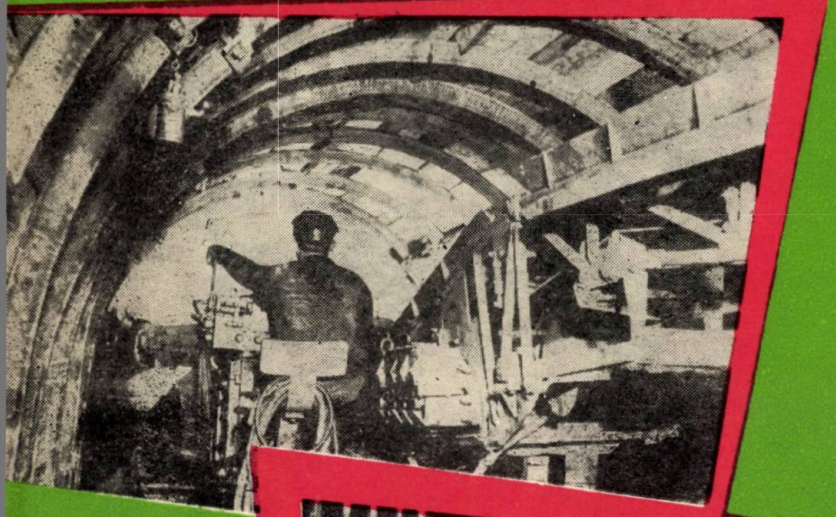
SEPTEMBRIE

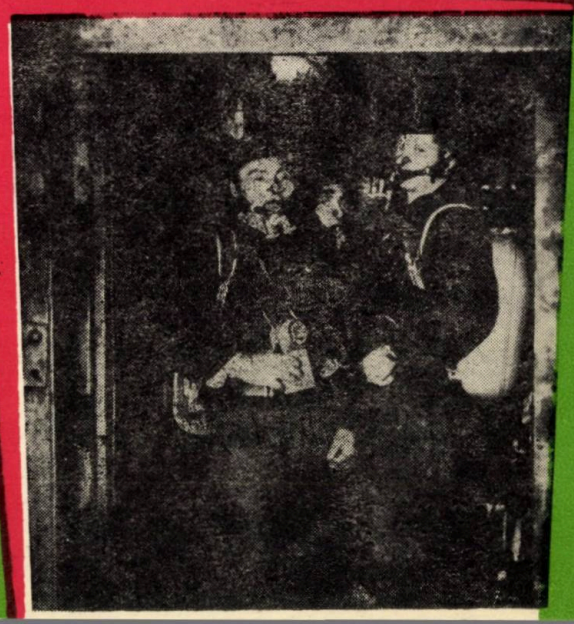
REVISTA MINELOR

STAȚIA DE CERCETĂRI

PENTRU SECURITATE MINIERĂ

PETROȘANI





EFECTUEAZĂ CERCETĂRI FUNDAMENTALE ȘI APLICATIVE, ÎN TOATE FAZELE, ÎN DOMENIUL ÎMBUNĂTĂȚIRII CONDIȚIILOR DE TEHNICA SECURITĂȚII ȘI PROTECȚIA MUNCII, PENTRU TOATE UNITĂȚILE MINIERE DIN ȚARĂ

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 9 1968

CUPRINS

Mihailovici, N.	**Despre clasificarea resurselor minerale . . .**	351—357
Iancu, G., Silaş, I. şi Bădulescu, I.	**Contribuţii la stabilirea bazelor teoretice ale unor condiţii industriale cu caracter calitativ pentru zăcămintele de minereuri . . .**	358—362
Gabrian, V. şi Curpăn, C.	**Metode de exploatare de productivitate mărită aplicate în bazinul minier Baia Mare . .**	363—371
Fejes, L., Jurca, Z., Doczi, L. şi Dijmărescu, L.	**Unele consideraţii asupra metodei de exploatare cu abataje frontale, tăiere mecanică şi susţinere metalică în stratul *3* la E. M. Vulcan . . . . . .**	372—377
Costache, Gh.	**Utilizarea hidrocicloanelor la forajul cu sondeze . . . . . .**	378—383
Frăţilă, N., Jude Elvira şi Andronescu Anişoara	**Consideraţii privind posibilităţile de concentrare a minereurilor uranifere cu conţinut de polimeri organici superiori (hidrocarburi solide) . . . . . .**	384—388
Ghiţescu Tamara şi şi Ilie, P.	**Particularităţile minereului Şuior şi relaţiile aurului nativ cu celelalte minerale . . . .**	389—394

DISCUŢIE

NOTE

ŞTIRI

COMITETUL DE REDACŢIE

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. dr. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 9 1968

Despre clasificarea resurselor minerale*

Ing. N. Mihailovici

Clasificarea resurselor minerale este una din problemele mult dezbătute în literatura de specialitate mondială din ultima vreme. Apogeul preocupărilor în jurul acestei probleme a fost atins în urmă cu circa 10 ani. Majoritatea propunerilor au constituit obiectul unor consfătuiri internaţionale şi datează din perioada care a urmat după sfîrşitul celui de-al doilea război mondial. Fenomenul se explică prin faptul că refacerea şi dezvoltarea industriei extractive în această perioadă a pus probleme numeroase şi deosebit de complexe, legate de investiţii importante, ce trebuiau fundamentate cît mai bine, pentru reducerea riscului considerabil ce s-ar fi datorat aprecierilor greşite ale bazei materiale. În asemenea împrejurări, era natural ca rolul ordonator al clasificării, recunoscut de toată lumea, să apară pe primul plan.

Din punct de vedere istoric, în problema clasificării rezervelor se pot distinge în trecut trei etape :

— etapa 1902—1927, cînd a fost aplicată în toată lumea clasificarea dată de Institution of Mining and Metallurgy (Londra 1902) ;

— etapa 1927—1953, marcată de adoptarea primei clasificări sovietice care, iniţial, nu se deosebea de clasificarea internaţională decît prin adoptarea simbolizării (*A*, *B*, *C*) pentru desemnarea categoriilor sau claselor de rezerve, în locul adjectivelor (vizibil, probabil, posibil). Ulterior însă, modificările clasificării care au fost adoptate în anii 1933, 1941 şi 1953 au mărit treptat pretenţiile faţă de categoriile inferioare şi în acelaşi timp au permis utilizarea lor la proiectarea şi planificarea de perspectivă. În acest fel între clasificarea internaţională şi cea sovietică nu a mai fost păstrată o corespondenţă. Discrepanţa a fost şi mai mult accentuată după adoptarea în S.U.A. a clasificării din 1944, care a modificat denumirea categoriilor, schimbînd adjectivele vechi prin altele noi : measured (măsurate), indicated (indicate) şi inferred (deduse), făcînd şi o serie de precizări importante ;

— etapa care a început cu anul 1953, pe care o putem denumi cea actuală, se caracterizează prin apariţia a numeroase variante de propuneri. Pe de o parte, ţările socialiste au adoptat clasificări oficiale a rezervelor, care pornesc de la clasificarea sovietică din 1953, dar de care se deosebesc mai mult sau mai puţin, în fond sau în formă. Pe de altă parte, în ţările capitaliste, după apariţia clasificării americane, au apărut numeroase confruntări de păreri, deci variante ale schemei de clasificare. În toată lumea, progresul tehnicii şi al ştiinţei a influenţat în mod necesar şi domeniul resurselor minerale, care a devenit mult mai divers şi mai complex. Metodele matematice au pătruns şi ele în domeniul respectiv, cîştigînd adepţi care au întrevăzut imediat posibilităţi de a fundamenta mai bine, mai ştiinţific, schema de clasificare a rezervelor şi resurselor minerale.

Rezultatul acestei dezvoltări este o situaţie în care tendinţele de complicare se manifestă în paralel cu tendinţele justificate de simplificare a clasificării. Pe plan internaţional se resimte dificultatea izvorîtă din această situaţie, găsindu-şi o expresie sub forma încercărilor de a paraleliza noţiunile şi conţinutul lor, respectiv în ultimă instanţă schemele de clasificare. Multe asemenea încercări ad-hoc s-au dovedit neinspirate, dar au avut darul să pună în discuţie problema sub toate aspectele şi să apropie multe puncte de vedere privind aspecte de bază, chiar dacă nu au reuşit să ducă la unificarea schemei de clasificare.

Cu toate acestea, avantajele unei clasificări unice nu pot fi negate, cu condiţia ca schema respectivă să fie cuprinzătoare, clară şi simplă. În prezent o astfel de soluţie ni se pare posibilă, iar condiţiile de a fi adoptată sînt mai favorabile decît cu zece ani în urmă.

Diversitatea schemelor de clasificare se explică, în mare măsură, prin faptul că se interpretează şi se utilizează în mod diferit crite-

* Se supune discuţiei.

riile de clasificare. Acest lucru se poate observa dacă se compară principalele scheme și criteriile lor de clasificare. O privire de ansamblu completă a acestei probleme a fost dată încă în anul 1958 în lucrarea lui H. Ulbrich publicată în Freiberger Forschungshefte — C 54.

Astfel, prima clasificare adoptată de Institution of Mining and Metallurgy (Londra, 1902) care a fost preluată și de H. Hoover (1909), în cunoscuta lucrare: „Principles of Mining" și care a fost apoi utilizată în toată lumea, cuprinde trei categorii de rezerve:

— minereu vizibil (ore in sight);
— minereu probabil (probable ore);
— minereu posibil (possible ore).

Această clasificare s-a păstrat în linii mari, cu toate că în decursul timpului au fost aduse destule modificări și precizări. Astfel, în 1912 tot Institution of Mining and Metallurgy a subdivizat categoria minereu vizibil în două subcategorii: minereu pregătit pentru exploatare (ore blocked out) și minereu presupus a exista (assumed ore).

Prin urmare, criteriile de bază ale clasificării au fost siguranța existenței minereului, împreună cu gradul de deschidere și pregătire pentru exploatare, deci siguranța din punct de vedere minier (și economic n.n.), deoarece în prima categorie se încadrează numai rezerve neafectate de vreun risc practic. Rezervele de minereu probabil rămîn încă afectate de un anumit risc.

O modificare importantă a fost adusă în 1944 — 1947 de către U.S. Bureau of Mines și U.S. Geological Survey (Subcomitetul Hearings), care a schimbat denumirea și definițiile celor trei categorii de rezerve astfel:

— minereu măsurat (measured ore);
— minereu indicat (indicated ore);
— minereu dedus sau presupus (inferred ore).

„Rezervele măsurate sînt cele pentru care tonajul este calculat după dimensiuni stabilite în aflorimente, tranșee, lucrări miniere și sondaje, respectiv pentru care conținutul este calculat din rezultatele probării detaliate. Punctele de observație, probare și măsură sînt atît se apropiate și caracteristicile geologice atît de bine definite, încît mărimea, forma și conținutul mineral sînt bine stabilite. Tonajul și conținutul calculat sînt apreciate ca precise în limite stabilite și nici o astfel de limită nu diferă de tonajul sau conținutul real cu mai mult de 20%."

„Rezervele indicate sînt cele pentru care tonajul și conținutul sînt calculate în parte după măsurători, probe sau date de producție și în parte prin extrapolare pe o distanță justificată prin dovezi geologice. Punctele de observație, măsură și probare se află la o distanță prea mare sau nepotrivită pentru conturarea completă a corpurilor de minereu sau pentru stabilirea conținutului în toate părțile corpurilor".

„Rezervele deduse sau presupuse sînt cele pentru care estimările cantitative se bazează, în mare măsură, pe cunoașterea generală a caracterului geologic al zăcămîntului și pentru care există numai puține probe sau măsurători, dacă există. Estimările sînt bazate pe o continuitate sau repetare pentru care există dovezi geologice; asemenea dovezi includ comparații cu zăcăminte de tip similar. Corpurile de minereu oarbe (ascunse) pot fi incluse dacă există dovezi geologice specifice asupra prezenței lor. Estimările de rezerve deduse trebuie să cuprindă o precizare asupra limitelor speciale între care se pot situa aceste rezerve presupuse".

Această schemă a pornit tot de la criteriul „minereu" și a adus precizări noi privind determinarea, pe bază de calcul, probarea detaliată obligatorie, condiții generale de extrapolare etc., apropiindu-se într-un anumit fel de criteriul schemei de clasificare din U.R.S.S.

Așa cum s-a arătat, în prima clasificare oficială a rezervelor în U.R.S.S. (1927), categoriile de rezerve au rămas cele trei clasice, care au fost în fapt echivalate direct introducîndu-se numai o simbolizare literală (A,B, C). După definițiile date, rezervele din categoria A puteau servi la fundamentarea planurilor de producție, deci aveau caracterul de rezerve sigure. În categoria B puteau fi încadrate rezerve incomplet explorate, care puteau servi la fundamentarea planurilor de perspectivă. În fine, categoria C putea încadra rezerve determinate pe baza unor premize geologice, a unor măsurători geofizice și pe deschideri izolate și rare. Subîmpărțirea categoriei A în subcategoriile A_1 și A_2 exprimă în fond o clasificare minieră, nu geologică și corespunde modificării din 1912 a schemei clasice. A fost inițiată totodată și ideea subîmpărțirii categoriei C în două sau mai multe subcategorii.

Criteriul de bază al clasificării de mai sus a rămas siguranța existenței rezervelor. Pentru rezervele de categoria A a fost prevăzută obligativitatea de a se indica erorile de calcul.

Această clasificare a fost modificată de mai multe ori: în 1933, 1941 și 1953.

În clasificarea din 1933 au apărut cîteva modificări principale importante și anume:

— criteriul de bază este gradul de explorare al zăcămîntului;
— separarea grupei rezervelor în afară de bilanț;
— extinderea unor condiții privind probarea de la categoria A la B și în parte la C_1, în tendința de a mări sfera rezervelor care stau la baza planificării producției și a proiectării minelor noi;
— categoria C a fost subdivizată în mod explicit în două subcategorii: C_1 și C_2.

Aceste tendinţe s-au accentuat ulterior, astfel încît clasificarea din 1953 cuprinde cinci categorii egale ca grad şi anume : A_1, A_2, B, C_1, şi C_2. Criteriul de clasificare a fost gradul de cunoaştere al zăcămintelor.

Gradul de explorare a fost definit prin raportul cantităţilor dintre categoriile A_2, B şi C_1 (rezerve de bilanţ). S-a specificat, în mod expres, că pentru proiectarea întreprinderilor şi pentru alocarea fondurilor de investiţii se pot lua în considerare rezervele de bilanţ din categoriile $A + B + C_1$.

Această clasificare, devenită în ansamblu mai clară, a legiferat evoluţia la care s-a făcut menţiune ceva mai sus. În mod deosebit se evidenţiază extinderea condiţiilor tehnico-miniere la categoriile mai inferioare, însă în privinţa tehnologiei de prelucrare nu s-a urmat aceeaşi linie, în sensul că pentru categoria C_1 a rămas numai obligativitatea unor încercări de laborator sau chiar analogii, deşi rolul acestei categorii de rezerve a devenit mult mai important decît în clasificările anterioare, iar la unele zăcăminte nici nu se cer rezerve de categorii mai superioare.

Se mai remarcă şi în cazul acestei clasificări o tendinţă de complicare (au apărut cinci categorii faţă de trei iniţiale).

Definirea prescurtată a celor cinci categorii de rezerve de bilanţ este următoarea :

— categoria A_1 cuprinde rezervele complet conturate prin lucrări de pregătire ;

— categoria A_2 cuprinde rezervele explorate detaliat prin lucrări miniere şi foraje, iar caracteristicile calitative şi tehnologice sînt cunoscute cu detaliile necesare proiectării instalaţiilor de preparare şi a celor de utilizare industrială a substanţei minerale utile ;

— categoria B cuprinde rezervele explorate, calculate în interiorul conturului determinat de poziţia lucrărilor de explorare, dacă distanţa dintre acestea nu depăşeşte anumite limite prescrise de instrucţiuni ;

— categoria C_1 înglobează rezervele explorate printr-o reţea mai largă de lucrări, precum şi cele extrapolate în jurul rezervelor de categoriile A şi B, iar caracteristicile tehnologice ale substanţei utile nu sînt determinate decît în mod preliminat, în fază de laborator ;

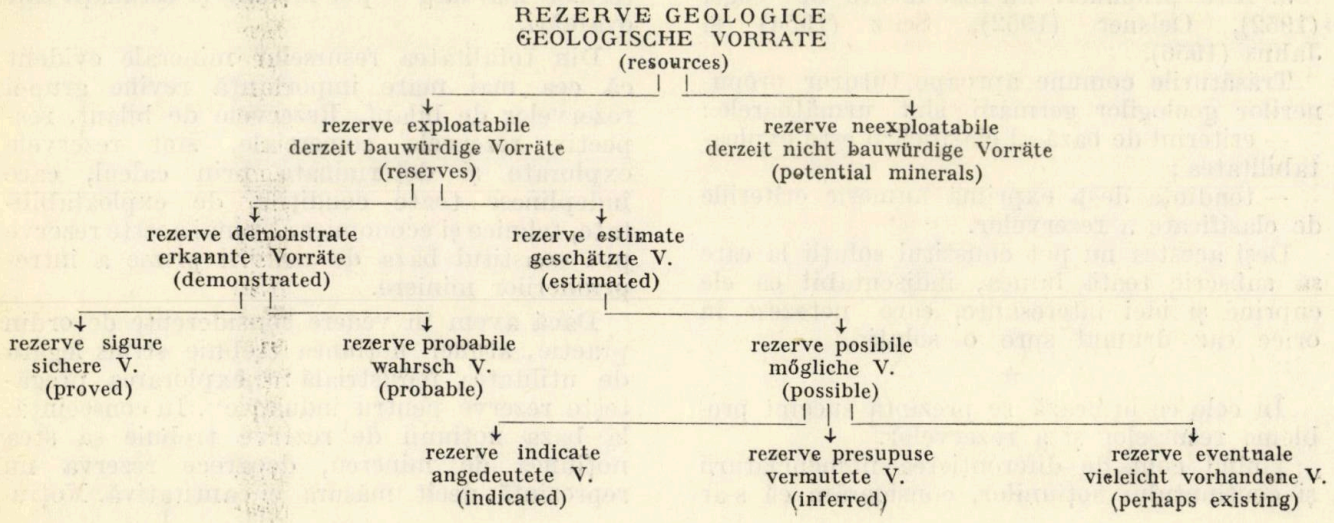
— categoria C_2 înglobează rezervele extrapolate în jurul celor de categoriile A, B şi C_1, precum şi pe cele presupuse pe bază de date geologico-geofizice, dar confirmate prin foraje sau lucrări miniere izolate.

Clasificările adoptate în ţările socialiste, inclusiv în ţara noastră (în 1960), reprezintă în fapt variante ale clasificării din U.R.S.S., în care apar deosebiri datorate unor condiţii particulare.

Dintre propunerile făcute în perioada recentă (1955 — 1960), multe s-au situat pe linia restabilirii corespondenţei necesare între schemele de clasificare pe fondul resurselor totale. Sînt demne de menţionat următoarele :

1. Propunerea făcută de Blondel şi Lasky (1956), din partea comitetului instituit de Society of Economic Geologists, a adus precizări importante în sensul de a se accepta noţiunea mai largă de resurse, care înglobează atît rezervele propriu-zise cît şi minereurile potenţiale. Propunerea de a clasifica, în mod distinct, rezervele pentru uzul exploatărilor miniere (categoriile proved, probable, possible) şi pentru uzul economiştilor (categoriile demonstrated, inferred), apare nepractică deoarece este în fond ambiguă şi complicată.

2. Propunerea făcută de Petrascheck (1951 şi 1957), care a ţinut seamă de o serie de alte scheme de clasificare, inclusiv cea a lui Blondel — Lasky, se caracterizează prin aceea că atît rezervele cît şi resursele potenţiale se subdivid mai întîi în subgrupele : demonstrate şi estimate, iar în continuare în cele trei categorii cunoscute, astfel :



Criteriile acestei clasificări sînt: exploatabilitatea, gradul de explorare şi siguranţa.

De observat că această clasificare detaliază mai mult rezervele şi resursele mai puţin cunoscute, în sensul că separă cîte trei subcategorii ale rezervelor posibile. Propunerea lui Petrascheck, desigur interesantă în ansamblu, a rezultat vizibil din dorinţa de a ţine cont de cît mai multe puncte de vedere, ceea ce explică în fond de ce a devenit atît de complicată. Subcategoriile rezervelor posibile se pare că au fost adoptate pentru a introduce undeva termenii: indicated şi inferred ai clasificării americane. Pe de altă parte, nu se poate nega că aceste subcategorii a rezervelor posibile răspund într-un fel şi unei necesităţi, pe care specialiştii au sesizat-o în decursul activităţii lor, anume de a preciza totuşi ce cuprinde la urma urmelor categoria rezervelor sau resurselor posibile, respectiv $C_2 - D$ sau de prognoză. Credem însă că soluţia nu trebuie să fie introducerea unei subcategorii, ci mai degrabă formularea unei definiţii precise în acest sens.

3. O variantă mai simplă a acestei propuneri de clasificare aparţine lui Reh (1956), care acceptă grupa rezervelor în afară de bilanţ şi menţine categoriile uzuale de rezerve sigure, probabile şi posibile.

4. Alte propuneri de clasificare ale geologilor germani, începînd cu Einecke şi Köhler (1910) promovează, în general, criteriul exploatabilităţii. Dintre aceştia, Hiessleitner (1937) a introdus noţiunea de „funcţie geologică a zăcămîntului" (geologische Lagerstättenfunktion des Vorkommens), care cuprinde totalitatea condiţiilor geologice, morfologice, de conţinut etc. Încadrarea rezervelor în cele trei categorii clasice depinde de cunoaşterea acestei funcţii. În plus, mai propune crearea celei de-a patra categorii de rezerve, care se speră a fi găsită pe baza condiţiilor geologice generale, adică rezerve de prognoză (Vorräte allgemeines Hoffnungwertes).

5. Alte propuneri au fost făcute de Vogel (1952), Oelsner (1952), Seitz (1954) şi Jahns (1956).

Trăsăturile comune aproape tuturor propunerilor geologilor germani sînt următoarele:

— criteriul de bază al clasificării este exploatabilitatea;

— tendinţa de a exprima numeric criteriile de clasificare a rezervelor.

Deşi acestea nu pot constitui soluţii la care să subscrie toată lumea, indiscutabil că ele cuprind şi idei interesante, care netezesc în orice caz drumul spre o soluţie.

★

În cele ce urmează se prezintă succint problema resurselor şi a rezervelor.

Ţinînd cont de diferenţierea nomenclaturii şi conţinutului noţiunilor, considerăm că s-ar putea lua ca bază de discuţie, pentru clasificarea resurselor, schema redată mai jos (citată după F. Stammberger — 1958):

	Nomenclatură uzuală	
	În ţări socialiste	În ţări capitaliste
Resurse minerale (geologice)	rezerve de bilanţ	rezerve comerciale
	rezerve în afară de bilanţ	marginale
	rezerve de prognoză	latente

Resursele sînt împărţite astfel în trei grupe. În prima grupă intră rezervele de bilanţ (comerciale), care sînt rezerve explorate şi îndeplinesc toate condiţiile pentru a putea fi valorificate în mod industrial şi în condiţii economice favorabile.

Resursele marginale corespund cu rezervele în afară de bilanţ, sînt explorate sau extrapolate, dar nu îndeplinesc toate condiţiile tehnice şi economice care să le facă exploatabile în prezent, însă ar putea deveni exploatabile într-un viitor apropiat.

Rezervele de prognoză, respectiv resursele latente, ar cuprinde resursele de materii prime minerale al căror grad de cunoaştere este sumar, bazat în mare măsură pe analogii, studii de prognoză şi mai puţine lucrări de explorare. Informaţiile disponibile nu permit efectuarea unor calcule a parametrilor de cantitate şi calitate, ci numai aprecieri şi estimaţii care, de obicei, nici nu pot fi exprimate în cifre, decît cu totul orientativ, ca ordin de mărime.

Se observă că în ţările socialiste, termenul de „rezervă" este utilizat practic în exclusivitate. Acest termen nu sugerează însă sub nici o formă că ar exista o deosebire esenţială —subliniată de mai mulţi autori — între resurse şi rezerve şi anume că rezervele presupun posibilitatea de a calcula parametrii respectivi de cantitate şi calitate, în timp ce resursele — un termen mai larg — pot include şi estimaţii sau evaluări.

Din totalitatea resurselor minerale evident că cea mai mare importanţă revine grupei rezervelor de bilanţ. Rezervele de bilanţ, respectiv rezervele comerciale, sînt rezervele explorate şi determinate prin calcul, care îndeplinesc toate condiţiile de exploatabilitate, tehnice şi economice. Numai aceste rezerve pot constitui baza de materii prime a întreprinderilor miniere.

Dacă avem în vedere considerente de ordin practic, atunci noţiunea trebuie strîns legată de utilitatea industrială: „explorarea pregăteşte rezerve pentru industrie". În consecinţă, la baza noţiunii de rezerve trebuie să stea noţiunea de minereu, deoarece rezerva nu reprezintă decît măsura ei cantitativă. Noţiu-

nea de zăcămînt ar putea fi luată ca punct de plecare al clasificării numai dacă ea ar fi sinonimă cu aceea de rezervă. Este adevărat că nu poate exista un zăcămînt fără rezerve, deci rezerva apare implicită, însă această noţiune esenţială este totuşi numai componenta extensivă a noţiunii de zăcămînt, care este astfel ceva mai largă şi mai complexă.

Pentru noţiunea de minereu* au fost formulate multe definiţii, din care sînt interesante de reţinut următoarele :

—„mineral care poate fi extras şi prelucrat cu profit. O rezervă care nu îndeplineşte condiţiile industriale nu are sens. Minereu nu poate exista în afara noţiunii de exploatabil, iar exploatabil nu poate fi dacă nu aduce un profit". (McPherson — 1954) ;

— „agregat mineral solid, care apare în natură, este economic interesant şi din prelucrarea căruia se pot obţine unul sau mai mulţi componenţi valoroşi" (Board of The Institution of Mining and Metallurgy, 1966) ;

— „agregat mineral din care este tehnologic posibil şi economic avantajos să se extragă metale, compuşi ai metalelor sau minerale, care formează obiecte utilizabile în economia naţională" (M.M. Tatarinov — 1963).

Prima definiţie este categorică, lipsită de echivoc, după care minereurile şi rezervele nu pot fi altele decît cele care satisfac toate condiţiile industriale, adică pot fi luate în bilanţ. Toate celelalte pot fi numai eventuale resurse.

Următoarele două definiţii sînt mai elastice şi aproape identice, mai ales dacă prin expresiile : „economic interesant" şi „economic avantajos" se înţelege acelaşi lucru.

Deşi în principiu, scopul pentru care se face exploatarea zăcămintelor este definit în mod diferit într-o economie socialistă sau una capitalistă, expresia cantitativă a avantajului economic este similară, deoarece rezultă din diferenţa dintre valoarea produselor ce se pot obţine şi cheltuielile pe care le implică această producţie. Diferenţierea între sistemele economice se materializează prin intermediul preţurilor cu care se fac calculele.

Indiferent de aceste mici diferenţe, se desprinde însă clar ideea că minereu nu poate fi decît o substanţă minerală care poate fi exploatată şi valorificată cu folos pentru economie, respectiv în mod rentabil. Aceasta presupune că există cel puţin o cantitate minimă de minereu care îndeplineşte toate condiţiile privind accesibilitatea, posibilitatea tehnică de exploatare, tehnologia de preparare mecanică şi prelucrare metalurgică, calitatea comercială a produselor obţinute şi a cărui exploatare asigură rezultate economice. Cantitatea de minereu din zăcămînt care satisface aceste condiţii este „rezerva zăcămîntului".

O formulare mai elastică a definiţiei minereului ar fi compatibilă şi cu ideea că o parte a materiei prime, explorată geologic şi cercetată din punct de vedere tehnologic, comercial şi economic, poate să nu satisfacă toate condiţiile industriale şi astfel să rămînă „în afară de bilanţ". O astfel de categorie de rezerve este o realitate. Totuşi deoarece exploatarea lor nu mai asigură obţinerea unor rezultate economice avantajoase, ele nu sînt exploatabile şi deci nu sînt în fapt rezerve, ci rezerve la rezerve, adică numai rezerve potenţiale sau resurse.

Prin aceasta s-a demonstrat că este logic să se vorbească de rezerve în cadrul mai larg al sferei resurselor.

★

Pentru a putea judeca numărul necesar şi suficient al categoriilor de rezerve propriu-zise, în această etapă, corespondenţa categoriilor poate fi stabilită numai pornind de la definiţiile respective. Pentru simplificare, considerăm suficientă comparaţia dintre categoriile prevăzute în clasificarea sovietică (1953) şi cea americană (1944).

F. Stammberger (1958) a făcut echivalarea :

rezerve $A + B + C_1$ = rezerve sigure ;
rezerve C_2 = rezerve probabile.

Cu toată argumentaţia autorului, nu se poate să nu se observe că această echivalare apare forţată în sensul supraevaluării siguranţei rezervelor C_1 şi C_2. Comparînd esenţa definiţiilor, categoria C_1 corespunde mai mult categoriei rezervelor probabile. Acelaşi lucru se poate spune despre rezervele C_2 care ar fi echivalente celor posibile, cu deosebirea că în clasificarea sovietică pentru extrapolările şi presupunerile fundamentate geologic sau geofizic, minereul trebuie probat în sondaje sau deschideri izolate. În clasificarea americană, la definirea rezervelor presupuse (inferred) există de asemenea o astfel de prevedere, dar neobligatorie.

Prin urmare, după părerea noastră, ar fi poate mai corect (dar nu perfect) să se admită echivalenţa :

rezerve $A + B$ = rezerve sigure ;
rezerve C_1 = rezerve probabile ;
rezerve C_2 = rezerve posibile.

În realitate, această echivalenţă ar putea fi precizată numai în măsura în care calculele de rezerve ar fi completate cu indici numerici care să exprime gradul de certitudine. Această problemă, deosebit de importantă nu numai pentru rigurozitatea clasificării, ci şi pentru interpretarea ulterioară a rezervelor, a fost ridicată de multă vreme, dar nu s-a ajuns încă la o soluţie practică. Astfel, clasificarea sovietică din 1927 a prevăzut obligativitatea

* Această noţiune a fost limitată iniţial la substanţele minerale din care se pot extrage metale. Ulterior sfera noţiunii s-a extins treptat, incluzînd substanţele nemetalifere : fosfaţi, apatit, barită, boraţi etc.

calculului erorilor, la care s-a renunţat ulterior. Clasificarea americană din 1944 prevede o limită de precizie de 20% la rezervele din categoria primă (measured).

Alţi autori (Jahns — 1957 şi 1959; Swanson 1949; Whishaw — 1957 Seitz — 1954; Blondel — 1957; Stammberger — 1958 etc.) s-au pronunţat în fond pentru introducerea unor toleranţe. Poate că unele dificultăţi de calcul au întîrziat aplicarea acestei idei.

Este clar că o astfel de caracterizare are două componente: eroarea de estimare şi probabilitatea acestei erori. Nu se poate renunţa la una dintre ele, deoarece ar însemna să se renunţe la ambele. În principiu, există trei posibilităţi de a se proceda practic:

a — fixarea unei erori admisibile maxime pentru toate categoriile de rezerve, rezultînd valori diferite pentru probabilitate, în funcţie de caracteristicile zăcămîntului şi de gradul de detaliere a cercetării;

b — fixarea unei probabilităţi (ex. 90 sau 95%), cu exprimarea diferită a erorilor, ceea ce este echivalent cu a spune că erorile respective sînt „certe";

c — o soluţie de mijloc, cu fixarea unor erori şi probabilităţi admisibile.

Propunerea lui Jahns (1959) s-a axat pe a treia dintre posibilităţile arătate şi anume:

Categoria de rezerve		Eroare admisibilă, %	Siguranţa, %
sigure		±10	90
probabile		±20	70—90
posibile	indicate	±30	50—70
	presupuse	±50	30—50
prognoză		—	10—30

Pe de altă parte, F. Stammberger (1956 şi 1958) s-a pronunţat foarte categoric în sensul că, indiferent de categorie, eroarea este similară şi nu depăşeşte cantitativ 10%. O astfel de idee este greşită, deoarece decurge din confuzia dintre media probelor (media de estimare) şi media reală. El admite însă că o medie rezultată din mai multe probe este mai sigură, decît aceeaşi medie obţinută dintr-un număr mai mic de probe.

Problema se poate fundamenta teoretic pe forma distribuţiei parametrilor, în primul rînd conţinutul şi grosimea. În acest fel caracterizarea prin eroare şi probabilitatea va fi clară.

Se mai pune întrebarea dacă clasificarea cu denumirea simbolică (literală) a categoriilor este de preferat celei adjectivale. Această problemă pare a fi neesenţială, dacă se stabileşte corespondenţa simbolurilor, totuşi adoptarea unei singure soluţii este avantajoasă. În favoarea denumirii simbolice a categoriilor de rezerve se citează argumentul necesităţii de a se aduna cifrele respective şi de a evita ambiguităţile verbale. În favoarea denumirilor adjectivale se invocă faptul că acestea sînt sugestive, în mod deosebit pentru cei care nu sînt familiarizaţi suficient cu problemele geologice. Simbolurile literale, fiind seci, implică cunoaşterea exactă a definiţiilor respective, deoarece altfel se formează şi se răspîndesc păreri greşite asupra esenţei rezervelor. Aceasta este un fapt şi se desprinde nu numai din istoria evoluţiei clasificării simbolice, ci şi din experienţa curentă. În general, adunarea rezervelor din categoriile *A*, *B*, şi *C* cu rezerve de categoria C_2 sau chiar de prognoză, este absolut nejustificată.

★

Faţă de cele arătate mai sus, reţinînd ceea ce este esenţial şi neglijînd diferenţele de păreri asupra unor aspecte secundare şi formale, ar fi raţional să se adopte o clasificare unică, suficient de simplă, care să răspundă necesităţilor de ordin practic, avînd în acelaşi timp şi justificarea din punct de vedere teoretic. Se propune schema următoare:

RESURSE MINERALE

Grupa:	Rezerve	Resurse potenţiale
Categoria:	1. sigure	1. posibile
	2. probabile	2. necomerciale
		3. prognostice

În categoria rezervelor sigure să se încadreze rezervele calculate, care au fost explorate detaliat, printr-o reţea de explorare (lucrări miniere şi foraje), cu o probare sistematică care să permită determinarea parametrilor medii de calitate şi cantitate cu o eroare maximă de 20%, la o probabilitate de 90 — 95%. Aceste rezerve trebuie să satisfacă toate condiţiile industriale calitative, tehnologice, cantitative, economice şi de accesibilitate. Reţeaua de cercetare trebuie să asigure o definire sigură a formei, mărimii şi aşezării în spaţiu a corpurilor de minereu; a distribuţiei conţinuturilor (elemente utile şi dăunătoare) şi a sorturilor industriale; a condiţiilor geologice, de exploatare şi cele hidrogeologice.

În categoria rezervelor probabile să se încadreze rezervele calculate pe baza unei reţele mai largi de explorare probată sistematic, precum şi rezervele extrapolate pe distanţe care au o justificare geologică verificată. Toate condiţiile industriale să fie cunoscute sau verificate cel puţin prin cercetări în fază de laborator. Condiţiile de exploatare şi hidrogeologice să fie cercetate preliminar. Delimitarea spaţială a corpurilor de minereu şi distribuţia conţinuturilor de elemente utile nu sînt determinate cu suficientă precizie. În principiu, se consideră neindicată încadrarea în categoria rezervelor probabile a unor rezerve determinate cu o eroare mai mare de 30% la o probabilitate de 60 — 70%.

Rezervele astfel stabilite pot sta la baza calculului rezervelor industriale şi exploatabile. Din punct de vedere minier ele pot fi clasificate în funcţie de gradul de deschidere şi pregătire.

Resursele posibile sînt cantităţi de minereu estimate (ordin de mărime), care nu sînt încă cunoscute şi verificate nemijlocit. Rezervele posibile pot fi cele care înconjură porţiunile explorate ale zăcămîntului, precum şi cele care se estimează pe baza unor date geologice şi geofizice, confirmate eventual prin probe şi măsurători, în deschideri sau sondaje izolate. În principiu, estimaţiile se bazează pe extinderi sau repetări de structuri pentru care există dovezi specifice de ordin geologic, inclusiv comparaţii cu zăcăminte de tipuri similare.

Resursele necomerciale (în afară de bilanţ) sînt cantităţi de substanţă minerală calculate în baza explorărilor, dar care s-au dovedit neexploatabile, deoarece nu îndeplinesc unele condiţii industriale (conţinut prea redus, tehnologie de preparare — extracţie necunoscută sau cu randament de extracţie prea scăzut, produse miniere de calitate necomercială etc.). În mod normal ele apar ca „reziduuri" la calculul rezervelor. Se prevede ca într-un viitor relativ apropiat aceste resurse să poată deveni rezerve.

Resursele prognostice sînt aprecieri cu caracter foarte general (de regulă neexprimabile în cifre) a cantităţilor de minereuri care ar putea constitui o bază pentru viitoare lucrări de explorare geologică. Aceste resurse au un grad mare de incertitudine şi se bazează numai pe studii de prognoză, fundamentate metalogenetic şi structural-geologic.

Prin urmare, grupa resurselor potenţiale ar cuprinde cantităţi de minereuri estimate sau apreciate, care nu sînt cunoscute sau verificate, ci se bazează pe date şi interpretări geologice, structurale, metalogenetice, geofizice etc. De asemenea, cantităţile de substanţe minerale care, deşi explorate — deci calculabile — nu îndeplinesc unele condiţii pentru a putea fi rezerve propriu-zise, dar pe care le-ar putea indeplini totuşi într-un viitor previzibil. Substanţele minerale noi, diferite de cele care se utilizează în prezent pentru extragerea unui metal (exemplu argila pentru extragerea aluminiului), nu se pot lua în evidenţă ca resurse decît după ce cercetările tehnologice şi studiile tehnico-economice justifică acest lucru, în sensul că au dovedit perspectiva reală — în limitele posibilităţilor de prevedere — de a deveni materie primă de interes comercial.

Schema de mai sus satisface în primul rînd necesitatea de a ţine o evidenţă cît mai simplă şi clară a rezervelor, care stau la baza activităţii industrial-economice, precum şi a resurselor potenţiale, care servesc pentru orientarea la elaborarea planurilor de dezvoltare pe termen lung a industriei extractive (şi a celor legate de ea), în corelaţia lor cu planul general de dezvoltare a economiei.

Schema de clasificare de mai sus este simplă şi în acelaşi timp cuprinzătoare. Ea constituie o sinteză născută din păstrarea ideilor esenţiale şi sacrificarea unor aspecte subordonate. Altă cale nici nu ar fi existat, deoarece discuţii asupra nuanţelor verbale pot fi purtate la infinit, dar fără succes.

S-ar putea ridica o obiecţie în legătură cu faptul că, în raport cu toate clasificările anterioare, categoria rezervelor C_2, respectiv posibile, ar fi retrogradată şi trecută în grupa resurselor.

Din moment ce rezervele de categorie C_2, sau posibile, reprezintă de fapt numai estimaţii care nu servesc la planificarea producţiei, nici la determinarea capacităţii de producţie a minelor, şi nici nu răspund cerinţelor minerilor (de menţionat că în multe cazuri asemenea rezerve au fost omologate fără un conţinut măcar informativ), menţinerea în evidenţă a rezervelor este lipsită de sens, întrucît rezervele de această categorie au constituit sursa unor confuzii şi greşeli. Este bine să se mai arate că de obicei cifrele respective figurează în bilanţ cu o precizie uimitoare, care exprimă tocmai o neconcordanţă cu realitatea, de natură să creeze impresia falsă că ar fi vorba, în fapt, de rezultate verificate. Dacă la aceste considerente se adaugă şi faptul că ele sînt afectate de eroare considerabilă, respectiv probabilitatea unei erori mici este redusă, devine şi mai evidentă lipsa oricărei justificări de menţinere în grupa rezervelor şi necesitatea de a fi trecute în grupa resurselor. In această concepţie asemenea cantităţi de substanţă minerală, care constituie minereu potenţial, pot servi numai la justificarea lucrărilor de explorare şi la elaborarea unor studii economice pe termen lung, în scopul elaborării unor linii de orientare pentru producţie, cercetare, import-export etc.

(Articolul a intrat în redacţie în luna iunie 1968).

BIBLIOGRAFIE

[1] Reh, H. *Untersuchung der Zuverlässigkeit der Bewertung von Lagerstätten nutzbarer Rohstoffe und Ableitung einer erweiterten Klassifikation der Vorräte.* Zft. angew. Geol. Bd. 2,1956, H 4.

[2] Jahns, H. *Grundsätzliches zur Einteilung von Lagerstättenvorräten.* Glückauf, **92**, p. 1042—1047, 1956.

[3] Blondel, M. F. şi Lasky, S. G. *Mineral reserves and mineral resources.* Econ. geol. **51**, 1956, p. 686—697.

[4] Parks, R. D. *Examination and valuation of mineral property.* Reading, Massachussets, 1957.

[5] Smirnov, V. I. *Gheologhiceskie asnovi poiskov i razvedok rudnih mestorojdenii.* Moskva, 1957.

[6] Stammberger, F., Ulbrich H. *Klassification von Mineralvorräten Freiberger Forschungshefte* — C. 54, Berlin, 1958.

[7] Truscott, S. J. *Mine Economics,* London, 1966.

Contribuţii la stabilirea bazelor teoretice ale unor condiţii industriale cu caracter calitativ pentru zăcămintele de minereuri

Ing. G. Iancu, ing. I. Silaş şi ing. I. Bădulescu

Condiţiile industriale sînt valori limitative, care se stabilesc în scopul de a separa din totalitatea rezervelor unui zăcămînt (rezervele geologice) pe acelea care pot fi exploatate şi valorificate industrial în condiţii economice favorabile (rezerve de bilanţ).

Condiţiile industriale prezintă importanţă întrucît modificarea lor poate atrage după sine schimbarea cantităţii şi calităţii rezervelor destinate a fi exploatate.

Stabilirea unor condiţii industriale necorespunzătoare conduce, fie la pierderea unor substanţe utile pentru economia naţională, respectiv la eliminarea unor rezerve care în realitate ar putea fi valorificate economic, fie la nerentabilitatea exploatărilor în cauză.

Dată fiind importanţa condiţiilor industriale pentru evaluarea rezervelor de substanţe minerale utile şi pentru condiţiile economice în care se face valorificarea acestora, stabilirea condiţiilor industriale constituie, de multă vreme, o preocupare a cercurilor largi de specialişti.

Începînd cu anul 1962, care a marcat începutul tratării sistematice a acestor probleme în ţara noastră, s-a acumulat o experienţă bogată în elaborarea studiilor tehnice-economice pentru determinarea condiţiilor industriale, care a dus la sporirea gradului de complexitate în tratarea problemelor şi la aprofundarea aspectelor teoretice în acest domeniu.

În afară de rezultatele practice ale acestei activităţi, care a determinat o anumită ordine în problema separării rezervelor de bilanţ şi afară de bilanţ, cu efecte asupra condiţiilor de valorificare a zăcămintelor, unii cercetători din străinătate şi din ţara noastră au contribuit la precizarea elementelor teoretice în stabilirea condiţiilor industriale, pe baze analitice. Scopul acestor cercetări a fost şi acela de elaborare a unor formule care să poată fi aplicate în cazurile date şi să comporte un volum redus de calcule pentru obţinerea indicatorilor respectivi, cu un grad acceptabil de precizie.

Printre cercetătorii din ţara noastră care au avut o preocupare susţinută în acest domeniu, menţionăm colectivul de la IPROMIN, condus de N. Mihailovici şi apoi de C. Doxănescu. La stabilirea condiţiilor industriale, unii cercetători din străinătate [11] nu au făcut o clasificare raţională a cheltuielilor după dependenţa de volumul fizic al producţiei, au considerat rezervele panourilor ca infiniţi mici şi nu au stabilit criterii de determinare a condiţiilor industriale care să ţină seama în acelaşi timp de valorificarea maximală a substanţei utile cît şi de obţinerea condiţiilor economice cele mai favorabile.

În lucrarea de faţă ne propunem să aducem unele contribuţii în scopul îmbunătăţirii metodologiei de determinare a condiţiilor industriale, în legătură cu observaţiile făcute.

I. DETERMINAREA ELEMENTELOR CARE STAU LA BAZA STABILIRII CONDIŢIILOR INDUSTRIALE

Factorii principali care determină nivelul condiţiilor industriale în ultimă instanţă sînt cheltuielile de exploatare şi preparare şi valoarea componenţilor utili ce pot fi recuperaţi.

1. *Stabilirea preţului de cost al exploatării şi preparării.*

a. În vederea stabilirii preţului de cost al producţiei se impune o clasificare raţională a cheltuielilor, în raport cu volumul fizic al producţiei [3].

Este cunoscut faptul că în industria minieră se produce o uzură rapidă a fondurilor fixe, care au o valoare foarte ridicată. Din aceste motive, la noi în ţară cheltuielile cu amortizarea fondurilor fixe, care iau parte nemijlocit în procesul de producţie, se ţin în evidenţă în cadrul cheltuielilor directe. Luînd în considerare gruparea pe articole de calculaţie a cheltuielilor de exploatare şi preparare, se

constată că numai cheltuielile directe sînt strict dependente de volumul fizic al producției. Celelalte categorii de cheltuieli nu se modifică la intrarea sau ieșirea unor cantități mici de minereu din circuitul economic, ca urmare a modificării conținutului limită.

Într-adevăr, cheltuielile cu întreținerea și funcționarea utilajelor se modifică într-o măsură redusă (neglijabilă), la schimbarea volumului fizic al producției [3]. Pe de altă parte, cheltuielile generale ale secțiilor, cheltuielile generale ale întreprinderii, cheltuielile cu tehnica nouă, cu lucrări geologice sau cheltuielile în afara producției, fiind cheltuieli convențional constante, nu vor suferi schimbări la intrarea sau ieșirea din circuitul economic a unui volum mic de rezerve, aferent unui număr limitat de probe.

Rezultă că la definirea relației ce stabilește cheltuielile de exploatare, cheltuielile directe trebuie considerate ca dependente de volumul fizic al producției, iar cheltuielile indirecte ca independente.

b. Pe baza acestor considerente, prețul de cost al exploatării și preparării unei tone de rezerve în zăcămînt se poate stabili cu relația :

$$p = \frac{A}{R} + a \qquad (1)$$

unde :

p este prețul de cost al exploatării și preparării unei tone de rezerve în zăcămînt ;
A — cheltuielile indirecte efectuate pentru exploatarea și prepararea rezervelor R exploatabile din zăcămînt ;
a — cheltuielile directe de exploatare și preparare pe tona de rezerve (în zăcămînt).

Valoarea raportului $\frac{A}{R}$ reprezintă cheltuielile indirecte pentru o tonă de rezerve.

Raportarea cheltuielilor la tona de rezerve nu este obișnuită în practica calculației prețului de cost în industria minieră. Această raportare este însă necesară pentru simplificarea rezolvării problemei. Prețul de cost direct pe tona de rezerve se poate obține din prețul de cost pe tona de concentrat, aplicînd corecțiile corespunzătoare cu coeficientul de extracție cantitativă în procesul de exploatare și coeficientul de extracție în greutate la preparare, după ce s-au separat cheltuielile directe de cele indirecte. În acest scop, se poate utiliza relația :

$$a = K_{a1} + K_{ma2} \text{ lei/t rezerve} \qquad (2)$$

în care :

K este coeficientul de extracție cantitativă în procesul de exploatare ;
a_1 — cheltuieli directe pentru o tonă de minereu extras ;
m — coeficientul de extracție în greutate la preparare ;
a_2 — cheltuieli directe de preparare care în calculația prețului de cost au fost raportate la o tonă de concentrat.

c. Cheltuielile totale P pentru exploatarea și prepararea rezervelor R sînt date de relația :

$$P = pR = A + aR \qquad (3)$$

Relația (3) reprezintă o simplificare a funcției cheltuielilor totale. În realitate P nu este o funcție liniară de rezervele R, însă relația (3) asigură o precizie satisfăcătoare pentru nevoile practice, dacă rezervele R variază într-un domeniu limitat, pentru care, de obicei, se pune problema determinării condițiilor industriale. Stabilirea unei funcții care să țină seama de toate variabilele de care depind cheltuielile de producție ar complica, în mod nejustificat rezolvarea problemei în studiu.

d. În scopul stabilirii condițiilor industriale este necesar să se determine și prețul de cost al metalului care rezultă din relația :

$$s = \frac{p}{i \cdot c} = \frac{\frac{A}{R} + a}{i \cdot c} \qquad (4)$$

unde

s reprezintă prețul de cost al metalului ;
i — coeficientul de extracție în metal stabilit pentru procesele de exploatare și preparare ;
c — conținutul mediu al rezervelor R.

Se menționează faptul că în relația (4) trebuie aplicați coeficienți pentru păstrarea omogenității dimensionale.

2. *Stabilirea valorii metalului recuperabil*

Ținînd seama de prețul de vînzare unitar v, al metalelor în concentrat, valoarea totală V a metalelor, rezultă din relația :

$$V = v \cdot i \cdot c \cdot R \qquad (5)$$

În cazul zăcămintelor cu un singur component util, c, i și v se referă la acesta. Dacă în zăcămînt există mai mulți componenți utili se calculează un conținut mediu echivalent.

II. DEFINIREA UNOR CONDIȚII INDUSTRIALE CU CARACTER CALITATIV

Pentru ca rezervele unui zăcămînt sau o parte din acestea să poată fi valorificate în condiții economice favorabile, este necesar ca ele să aibă un conținut mediu mai mare decît o valoare c_m, care reprezintă *conținutul mediu minim pe zăcămînt.*

În cadrul unui zăcămînt, caracteristicile calitative prezintă variații. Conținutul mediu al rezervelor de bilanț rezultă ca o medie între conținuturi de valori mai mari și mai mici decît conținutul mediu minim c_m. Așezînd rezultatele analizelor probelor recoltate dintr-un

zăcămînt în ordinea descrescătoare a conținutului și calculînd media primelor probe, astfel încît valoarea medie stabilită să fie cel puțin egală cu c_m, conținutul c_i al celei mai sărace probe (a n-a), incluse în calcul, reprezintă conținutul limită.

Între conținutul mediu minim pe zăcămînt c_m și conținutul limită c_i există relația:

$$c_m = \frac{\sum\limits_{c \geqslant c_i} c \cdot \Delta R}{R} \qquad (6)$$

unde:

c este conținutul unei probe oarecare;
ΔR — rezerva aferentă a unei probe oarecare;
R — rezervele de bilanț.

Deși conținutul nu este o funcție continuă de poziția în spațiu a punctului în care s-a determinat, funcția de conținut o considerăm — cu aproximație — reprezentabilă [11] printr-o curbă. Dacă numărul de probe este din ce în ce mai mare, rezerva R aferentă unei probe descrește oricît de mult, astfel încît prin trecere la limită, relația (6) devine:

$$c_m = \frac{\int_0^R c\,dR}{R} \qquad (7)$$

III. STABILIREA CONDIȚIILOR INDUSTRIALE CU CARCTER CALITATIV

Valoarea condițiilor industriale depinde de criteriile economice care se iau în considerare. În cele ce urmează vom porni de la următoarele criterii:

— obținerea beneficiului maxim;
— obținerea prețului de cost unitar minim al metalului;
— îmbinarea criteriului beneficiul maxim cu acela al extragerii maximale a substanței utile.

1. *Criteriul beneficiului maxim*

Beneficiul B realizat în urma valorificării rezervelor R se obține scăzînd din valoarea totală a metalelor recuperabile, totalul cheltuielilor de producție, adică:

$$B = V - P \qquad (8)$$

Ținînd seama de relațiile (3), (5) și (7), relația (8) devine:

$$B = v \cdot i \int_0^R c\,dR - A - aR \qquad (9)$$

În expresia beneficiului apare o integrală nedefinită care este o funcție continuă și derivabilă de limitele sale.

Valoarea maximă a beneficiului se obține anulînd derivata întîia a funcției (9):

$$\frac{dB}{dR} = v \cdot i \cdot c - a = 0$$

de unde rezultă:

$$a = v \cdot i \cdot c_i \qquad (10)$$

În relația (10) c, fiind conținutul probei celei mai sărace introduse în calculul rezervelor de bilanț, reprezintă conținutul limită. Beneficiul maxim se obține la acel conținut limită pentru care valoarea metalului recuperat acoperă cheltuielile directe de exploatare și preparare pentru o tonă de rezerve.

O b s e r v a ț i e. În relația (9), coeficientul de extracție în metal i, în procesul de exploatare și preparare, depinde de procesul tehnologic adoptat, iar în cadrul aceluiași proces este o funcție de conținutul mediu al rezervelor. Se consideră că variația acestui coeficient nu influențează prea mult precizia condițiilor industriale, dacă se admite că i este constant, așa cum s-a procedat cînd s-a derivat relația (9).

2. *Criteriul prețului de cost minim al metalului*

Expresia prețului de cost al metalului, ținînd seama de relațiile (4) și (7) este:

$$s = \frac{A + aR}{i \int_0^R c\,dR} \qquad (11)$$

Anulînd derivata întîia obținem:

$$\frac{ds}{dR} = \frac{ai \int_0^R c\,dR - (A + aR)\, i \cdot c}{(i \int_0^R c\,dR)^2} = 0$$

respectiv:

$$a \int_0^R c\,dR = (A + aR)\, c$$

Din relațiile (1) și (7) rezultă

$$A + aR = pR$$

și

$$c\,dR = Rc_m$$

pe care, înlocuindu-le în ultima relație, obținem:

$$ac_m = p \cdot c_i$$

sau

$$\frac{c_i}{c_m} = \frac{a}{p} \qquad (12)$$

Așa cum a arătat Zdorov [11], prețul de cost minim pentru unitatea de metal se obține pentru un conținut limită care, raportat la conținutul mediu minim pe zăcămînt, dă o valoare egală cu raportul între prețul de cost direct și prețul de cost total pentru o tonă de rezerve.

3. *Îmbinarea criteriului beneficiului maxim cu acela al valorificării maximale a substanței minerale utile*

La stabilirea condițiilor industriale trebuie să se aibă în vedere că zăcămintele de sub-

stanţe minerale utile sînt neregenerabile şi epuizabile. În aceste condiţii, criteriul extracţiei maxime a substanţei utile din zăcămînt trebuie luat în considerare împreună cu criteriile legate de rentabilitatea maximă.

În acest sens, în studiile anterioare [1] s-au aplicat deja metode de optimizare cu luarea în considerare în acelaşi timp a criteriilor beneficiului maxim şi extragerea maximă a substanţei minerale utile din zăcămînt.

Pentru a satisface simultan condiţia valorificării maximale a substanţei minerale utile şi a unei rentabilităţi ridicate, vom determina maximul funcţiei F, obţinută prin însumarea beneficiului cu valoarea totală a metalelor recuperabile [9]. Din relaţiile (5), (7) şi (9) rezultă :

$$F = B + V = 2v \cdot i \int_0^R c dR - A - aR \qquad (13)$$

Calculînd prima derivată a funcţiei F şi egalînd-o cu 0 se obţine :

$$\frac{dF}{dR} = 2v \cdot i \cdot c - a = 0$$

de unde

$$c_i = \frac{a}{2vi} \qquad (14)$$

Rezultă că valorificarea maximă a substanţei utile se realizează simultan cu beneficiul maxim la un conţinut limită pentru care valoarea metalului acoperă jumătate din cheltuielile directe (de exploatare şi preparare) raportate la o tonă de rezerve.

Relaţia (14) determină prin calcule foarte simple conţinutul limită.

În scopul de a verifica măsura în care relaţia (14) este valabilă, se va face o comparaţie a valorilor stabilite pentru conţinutul limită, pe baza unor studii tehnice-economice, cu valorile ce se pot obţine aplicînd această relaţie. Pe baza acestei relaţii, rezultă următoarea legătură între conţinutul limită şi conţinutul mediu minim pe zăcămînt :

$$c_i = \frac{a}{2p} \cdot c_m \% \qquad (15)$$

În tabelă se prezintă comparativ conţinutul limită calculat pe baza relaţiei (15) cu cel stabilit prin studii tehnico-economice pentru patru zăcăminte de minereu de cupru.

Diferenţele absolute mici dintre cele două valori ale conţinutului limită confirmă utilitatea relaţiei (14).

Tabela 1

Zăcămîntul	Conţinutul mediu minim pe zăcămînt, %, Cu	Conţinutul limită		Diferenţe absolute %, Cu
		stabilit în STE, %, CU	calculat cu relaţia (15), %, Cu	
A	1,11	0,30	0,37	+0,07
B	0,99	0,32	0,30	−0,02
C	0,55	0,19	0,15	−0,04
D	0,79	0,30	0,24	−0,06

IV. REPREZENTAREA GRAFICĂ A FUNCŢIILOR ECONOMICE DE VALORIFICARE A SUBSTANŢEI UTILE, FOLOSITE LA STABILIREA CONDIŢIILOR INDUSTRIALE

În figura 1 sînt redate graficele funcţiilor (1), (3), (4), (5), (9), (13).

Curba preţului de cost pe tona de rezerve este o hiperbolă care tinde către infinit pentru

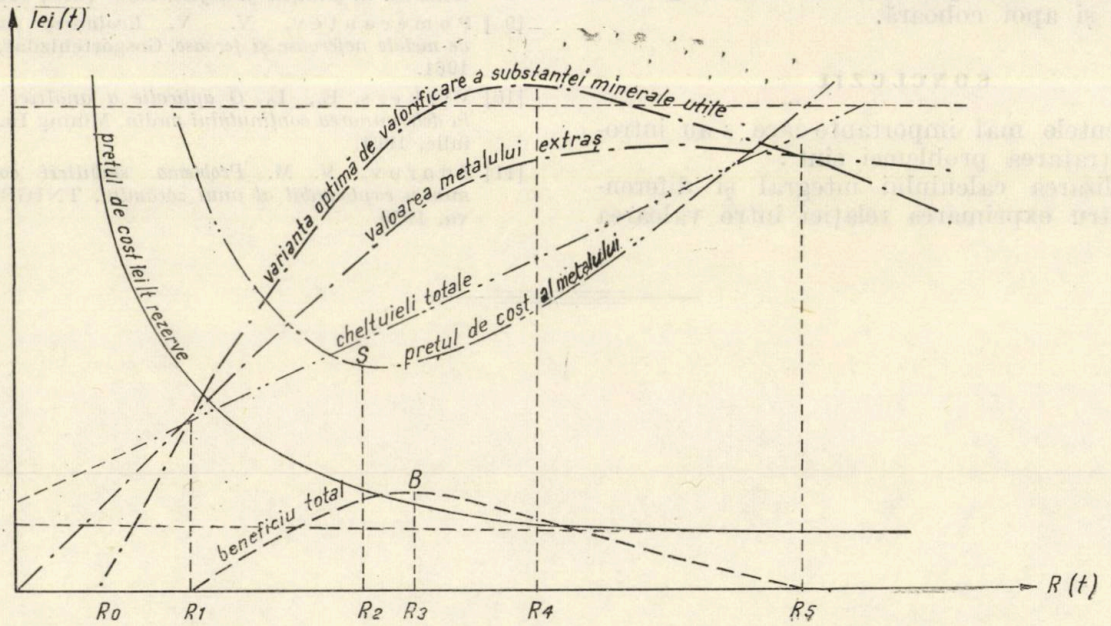


Fig. 1

$R \to 0$ şi tinde asimptotic către valoarea cheltuielilor directe de exploatare şi preparare pentru $R \to \infty$.

Curba cheltuielilor totale de exploatare şi preparare a substanţelor utile este o dreaptă. Această dreaptă reprezintă suficient de fidel, pentru gradul de precizie necesar rezolvării problemei, variaţia cheltuielilor totale în domeniul valorilor lui R, care pot forma obiectul exploatării.

Curba preţului de cost unitar al metalului tinde către infinit pentru $R \to 0$, prezintă un minim în punctul S, unde R are deja o valoare destul de mare, iar produsul $i \cdot c_m$ (conţinutul extractibil) se menţine încă destul de ridicat. Cu cît R creşte peste R_2, scăderea valorii numărătorului este depăşită de scăderea valorii numitorului şi valoarea preţului de cost pentru un gram de metal creşte.

Curba valorii metalului extras porneşte din origine, are un coeficient unghiular mai ridicat în zona rezervelor bogate şi din ce în ce mai scăzut în zona rezervelor sărace. De la o anumită valoare a lui R, pentru care se antrenează în exploatare conţinuturi nerecuperabile, curba valorii coboară uşor.

Curba beneficiului se reprezintă grafic deasupra axei OR, între punctele R_1 şi R_5, întrucît în această zonă curba valorii se menţine deasupra curbei cheltuielilor totale. Deci, exploatarea este rentabilă pentru un volum de rezerve antrenat în circuitul economic cuprins între R_1 şi R_5. Curba beneficiului prezintă un maxim în punctul B pentru $R = R_3$.

Curba variantei optime întră în domeniul valorilor pozitive pentru $R = R_0$. Ramura ascendentă a curbei are un coeficient unghiular ridicat. Curba prezintă un maxim pentru $R = R_4$ şi apoi coboară.

CONCLUZII

Elementele mai importante care s-au introdus în tratarea problemei sînt :

— utilizarea calculului integral şi diferenţial pentru exprimarea relaţiei între valoarea metalului din rezervele de bilanţ şi conţinutul limită (marginal) ;

— separarea mai clară a cheltuielilor directe de cele indirecte, din totalul cheltuielilor de exploatare ;

— stabilirea conţinutului limită, luînd concomitent în considerare criteriile beneficiului maxim şi al extragerii maxime de substanţă minerală utilă din zăcămînt.

Metoda de determinare a conţinutului limită cu ajutorul relaţiei (14) comportă un volum foarte mic de calcule şi duce la obţinerea unor rezultate care pot fi echivalate cu valorile stabilite prin studii tehnice-economice.

(Articolul a intrat în redacţie în luna iunie 1968).

BIBLIOGRAFIE

[1] Doxănescu, C. şi Gheorghiu, N. *Metodologia studiilor de condiţii industriale la zăcămintele de minereuri.* Refereat prezentat la Consfătuirea geologico-minieră a Ministerului Minelor din 13—17 septembrie, 1966.

[2] Lesourne, J. Calculul economic. Ed. Dunod, Paris, 1964.

[3] Mărculescu, I, şi Puchiţă, V. *Evidenţa contabilă în întreprinderile industriale.* Ed. ştiinţifică, 1965.

[4] Malinrand E. *Metode statistice ale economiei,* Paris, 1964.

[5] Mănescu, M. şi Ionescu, C *Statistica industrială,* ISE, Ed. D. C. S., Bucureşti, 1967.

[6] Matheron, G. *Aplicaţii ale metodelor statistice a evaluării zăcămintelor.* Annales des Mines, dec. 1955.

[7] Mihailovici, N., Doxănescu, C., Pascal, R. *Conturarea şi evaluarea industrială a zăcămintelor de minereuri.* Revista Minelor, nr. 5—6, 1964.

[8] Milder, R. L., şi Kohn, J. S. *Analiza statistică în ştiinţele geologice.* New York, 1962.

[9] Pomeranţev, V. V. *Evaluarea zăcămintelor de metale neferoase şi feroase.* Gosgortehizdat, Moscova, 1961.

[10] Vickers, E., L. *O aplicaţie a analizei marginale la determinarea conţinutului mediu.* Mining Engineering, iulie, 1961.

[11] Zdorov, V. M. *Problema stabilirii conţinutului minim exploatabil al unui zăcămînt.* TNIGRI, Moscova, 1959.

Metode de exploatare de productivitate mărită, aplicate în bazinul minier Baia Mare

Dr. ing. V. Gabrian și ing. C. Curpăn

A. METODA DE EXPLOATARE PRIN FELII ÎNCLINATE, EXCAVATE CU FIȘII TRANSVERSALE, CU RAMBLEIERE, PENTRU FILOANE GROASE ȘI FOARTE GROASE

În materialele publicate în Revista Minelor în anul 1967 s-a arătat că în regiunea minieră Baia Mare există și condiții de zăcământ deosebit de dificile, caracterizate prin existența unor fisuri cu totul neregulate în zăcământ, o stabilitate foarte redusă a minereului și a rocilor înconjurătoare, un grad avansat de alterare; minereul este caolinos și cu intercalații destul de mari de steril. Aceste condiții au impus adoptarea metodei de exploatare prin felii orizontale, cu rambleu și susținere. Această metodă de exploatare atrage însă după sine o serie de dezavantaje ca: pierderi cantitative și calitative de minereu, greutăți în mecanizarea încărcării și transportului minereului și rambleului în abataj, necesitatea unei susțineri dense, imposibilitatea de a rambleia golurile excavate pînă sub tavan, pentru a preîntîmpina dislocarea minereului. La acestea se adaugă pericolul accidentelor tehnice (surpări), provocate de tăierea orizontală a filoanelor pe lățimi de peste 10 — 15 m. Zăcămintele de la Baia-Sprie și de la Șuior, pe lîngă dezavantajele enumerate mai sus, prezintă și caracteristica de a avea un contur mai puțin regulat.

Pentru aceste condiții s-a elaborat o nouă metodă de exploatare, care prezintă avantaje însemnate față de metoda de exploatare prin felii orizontale și rambleu (fig. 1).

Prin această metodă se urmărește micșorarea presiunii

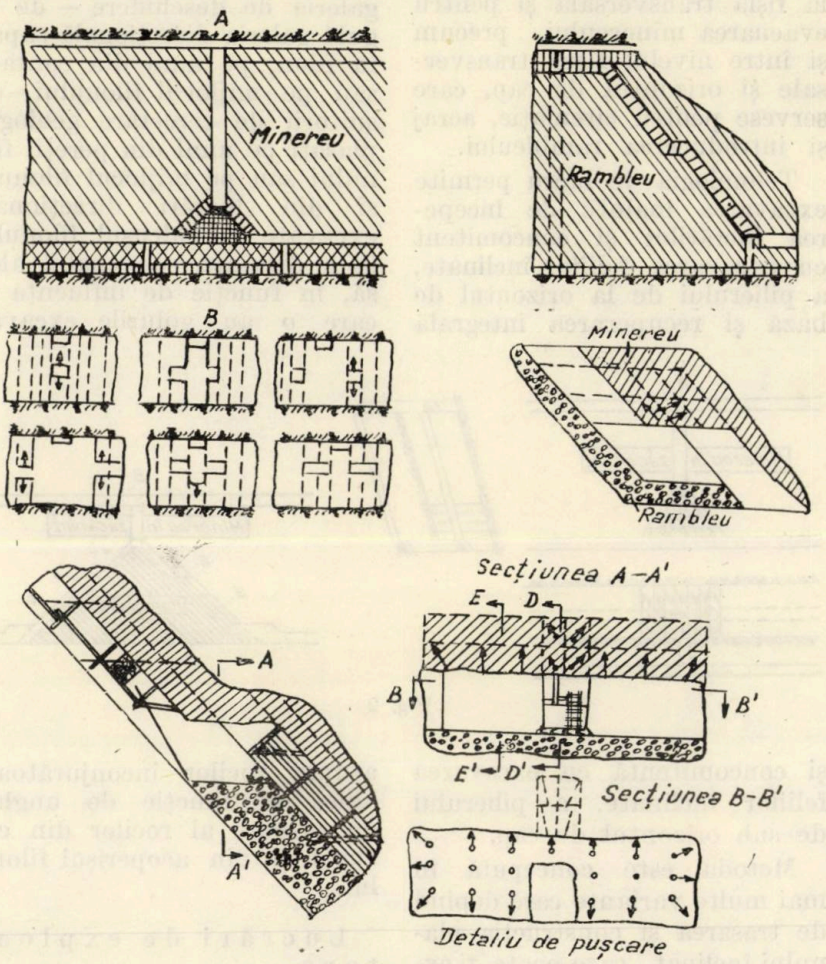


Fig. 1

miniere, crearea condițiilor pentru rambleierea pînă sub tavan a golurilor excavate, micșorarea volumului de susținere, folosirea în măsură mai mare a transportului gravitațional al minereului și rambleului, evitarea introducerii unor utilaje costisitoare și în mare parte neadecvate acestor condiții de zăcământ.

Pe lîngă eliminarea dezavantajelor metodei de exploatare cu felii orizontale și rambleu, noua metodă de exploatare duce și la eliminarea ros-

togolurilor pentru rularea minereului excavat, la micşorarea consumului de material lemnos, la micşorarea pierderilor şi diluţiei, în final la mărirea gradului de recuperare al metalelor din zăcămînt şi la micşorarea preţului de cost, concomitent cu mărirea productivităţii muncii.

Principiul de bază al noii metode este tăierea înclinată a feliilor. Feliile se excavează în fîşii transversale, dinspre coperiş spre culcuş, dinspre culcuş spre coperiş, sau din mijlocul zăcămîntului spre marginile acestuia.

Un al doilea principiu îl constituie folosirea planelor înclinate pentru accesul de la nivelul orizontului de bază pînă la fîşia transversală şi pentru evacuarea minereului, precum şi între nivelul fîşiei transversale şi orizontul de cap, care servesc pentru circulaţie, aeraj şi introducerea rambleului.

Tehnologia de lucru permite excavarea înainte de începerea lucrărilor şi concomitent cu excavarea feliilor înclinate, a pilierului de la orizontul de bază şi recuperarea integrală şi concomitentă cu excavarea feliilor înclinate, a pilierului de sub orizontul de cap.

Metoda este concepută în mai multe variante care depind de trasarea şi construcţia planului înclinat, care poate fi excavat în tavan sau semiîngropat în rableu — în număr de 1 sau 2 — (în funcţie de grosimea zăcămîntului filonian) şi după poziţia fîşiei transversale care poate fi orizontală sau înclinată.

În ultima subvariantă transportul minereului şi rambleului la nivelul fîşiei în lucru se face gravitaţional.

La celelalte subvariante, respectiv la excavarea orizontală a fîşiilor transversale, transportul minereului derocat şi a rambleului se poate executa fie manual, fie semimecanizat, utilizînd screpere mici sau lopeţi mecanice.

I. *Descrierea metodei de exploatare.*

Lucrări de pregătire

Lucrările de deschidere a blocului (fig. 2) constau din galeria de deschidere — de regulă galeria direcţională săpată în filon, pe unul din contacte sau pe mijlocul filonului — din suitorii de cercetare geologică plasaţi pe unul din pereţii filonului sau pe mijlocul filonului şi din lucrări direcţionale, excavate în culcuşul filonului, la o distanţă convenabil aleasă, în funcţie de influenţa pe care o au golurile excavate asupra rocilor înconjurătoare, adică în funcţie de unghiul de surpare al rocilor din culcuşul şi din acoperişul filonului.

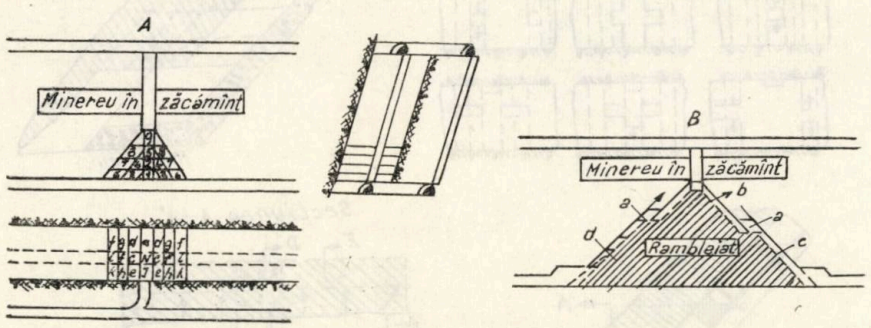


Fig. 2

Lucrări de exploatare

O dată asigurate transportul, circulaţia şi aerisirea lucrărilor din extremităţile filonului, exploatarea poate începe progresiv de la centru spre margini sau, dacă condiţiile de deschidere şi de pregătire admit, se începe exploatarea în retragere, respectiv dinspre extremităţile filonului spre mijloc.

Astfel, se excavează la nivelul orizontului de bază o felie orizontală, începînd de la suitorul de deschidere, care leagă orizontul inferior de orizontul superior, pe o lungime de 10 — 15 m de o parte şi de alta a suitorului respectiv.

Din suitorul geologic se excavează transversal o fîşie spre culcuş sau spre coperiş, eventual în ambele sensuri (fig. 2), pe o lăţime de 2,5 —3m şi o înălţime de aproximativ 2 m; în felul acesta se realizează o degajare transversală, minereul derocat fiind dispus după cum se arată în figura 3, care dataliază fazele de dezvoltare ale fîşiilor transversale.

Datorită faptului că minereul se dislocă în blocuri, tavanul şi pereţii laterali ai fîşiei transversale se ancorează după o monografie corespunzător aleasă.

După evacuarea minereului se introduce rambleul (fig. 3d).

Faza următoare o constituie excavarea unei noi fîşii transversale de la suitorul geologic spre marginile filonului. De data aceasta fîşia transversală, tot cu profil trapezoidal, are o înălţime de circa 2 m şi o lăţime a bazei mici de circa 1,5 m.

Se recomandă ca excavarea fîşiei transversale din suitorul geologic să aibă loc etapizat, la început, de exemplu, spre culcuş şi după terminarea operaţiilor în această parte a fîşiei, continuarea lucrărilor în partea opusă a suitorului.

Prin realizarea a cîte două plane înclinate, de o parte şi de alta a fîşiei transversale, executate pe culcuş şi coperiş, se asigură mai bine accesul, intrînd într-o zonă controlată şi nu într-o zonă proaspăt derocată.

Minereul excavat, care nu curge direct prin planele încli-

nate, se evacuează prin lopătare, prin compartimentul de rulare a minereului, după care urmează susținerea tavanului nou creat, cu ancore. După evacuarea minereului derocat înălțimea spațiului liber ajunge între 3,5 și 4 m; lățimea bazei profilului trapezoidal este de 4—5 m, iar lățimea prismei la partea superioară 1,5 maximum 2 m (fig. 3 h).

Urmează etapa a doua de excavare a unei noi fîșii înclinate.

Minereul detașat din fîșia transversală se evacuează după ce în prealabil noul tavan orizontal și înclinat se ancorează.

După evacuarea minereului, care se execută — ca și excavarea — consecutiv de o parte și ulterior de altă parte pe direcție, se introduce rambleul prin suitorul geologic.

Rambleul se orizontalizează și se creează noul acces; urmează excavarea altei fîșii, copturirea și susținerea tavanului, evacuarea minereului dislocat prin împușcare și rambleierea golului excavat.

Înaintea împușcării fîșiei, vatra de rambleu se podește; după evacuarea minereului, înainte de a se rambleia golul, poditura se mută în subfîșia opusă, în sens transversal.

Urmează apoi excavarea unei noi fîșii transversale, după care se execută ancorarea, evacuarea minereului dislocat, scoaterea poditurii, rambleierea golului; se susține noul tavan prin ancorare. Se podește baza superioară a noii prisme trapezoidale și urmează excavarea unei noi fîșii.

În felul acesta se ajunge la crearea unei prisme triunghiulare din rambleu, după cum se arată într-o fază mai dezvoltată a lucrării de abataj.

Se menționează că materialul lemnos, folosit la compartimentarea planelor înclinate, se recuperează la fiecare nouă fîșie transversală, urmînd să fie reîntrebuințat de două sau de trei ori.

În scopul folosirii unei esențe lemnoase mai puțin costisitoare și mai puțin deficitare, se utilizează lemnul din fag.

Pentru ușurarea rulării minereului și rambleului se pot utiliza tubinguri cu diametrul de 1 m.

Încărcarea minereului și transportul acestuia la nivelul fîșiei de abataj se execută pe poditură, cu ajutorul unei lopeți mecanice sau eventual al unui screper mic, iar orizontalizarea rambleului se execută cu ajutorul unor lopeți mecanice.

Aerisirea locului de muncă are loc în condiții mai bune decît la excavarea în felii orizontale, deoarece circuitul de aer este concentrat pe cele două plane înclinate și suitor, aerajul capetelor fîșiilor (spre culcuș sau spre acoperiș) realizîndu-se uneori prin difuzie. La grosimi mai mari de filon, cum este cazul la zăcămîntul Șuior, aerisirea fîșiilor transversale se poate realiza cu ajutorul ventilatoarelor.

În legătură cu varianta descrisă mai sus, trebuie menționat faptul că o bună parte din minereu trebuie lopătat, ca și o parte din rambleu. Există într-adevăr posibilitatea de a folosi un screper de 8 kW, dar mutarea lui aproape în fiecare zi nu este un lucru comod. Folosirea unor lopeți mecanice ușurează rularea minereului și rambleului, precum și orizontalizarea rambleului, dar lopata mecanică trebuie condusă manual și nu elimină dificultățile legate de montarea și desfacerea legăturilor electrice.

De aceea se recomandă folosirea transportului gravitațional, în care scop s-a preconizat experimentarea variantei în care fîșia transversală este excavată înclinat, existînd un singur plan înclinat, „rupt" la nivelul fîșiei transversale, înclinate (fig. 4).

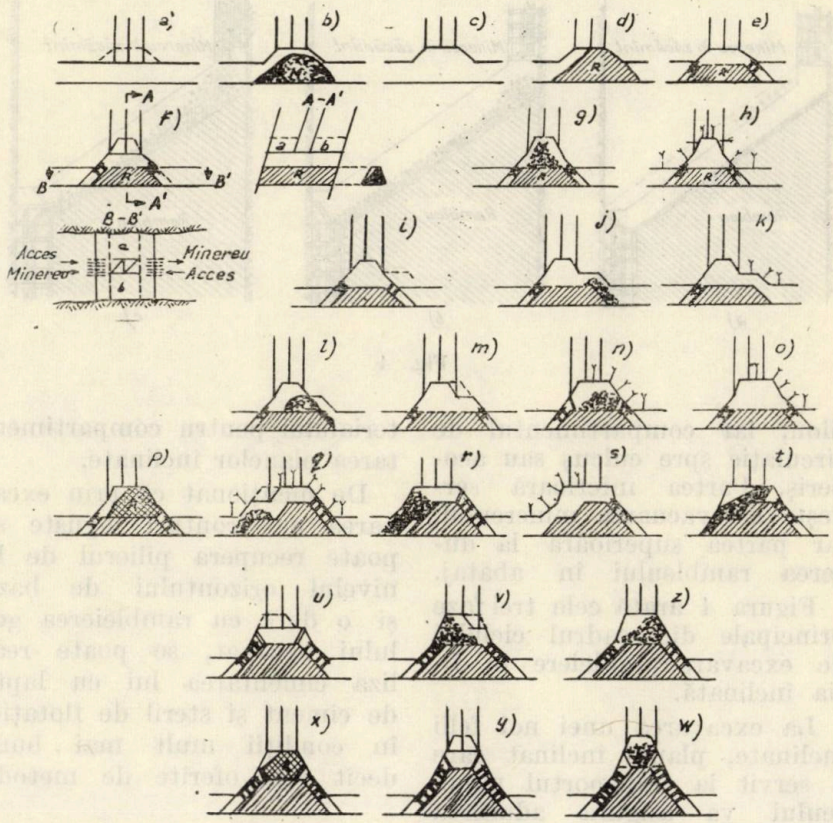


Fig. 3

După cum reiese din figură, înclinarea fîşiei transversale este de circa 35°, planul înclinat inferior are compartimentul de rulare a minereului spre filon, iar compartimentul de circulaţie spre culcuş sau acoperiş. Partea inferioară serveşte la evacuarea minereului, iar partea superioară la ducerea rambleului în abataj.

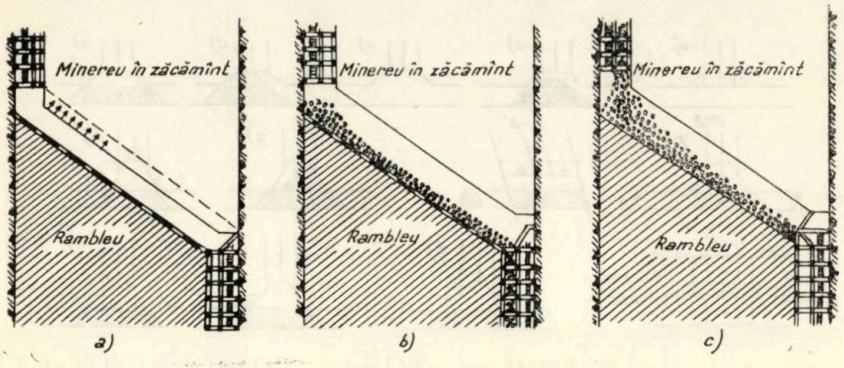


Fig. 4

Figura 4 arată cele trei faze principale din cadrul ciclului de excavare-rambleiere în fîşia înclinată.

La excavarea unei noi felii înclinate, planul înclinat care a servit la transportul minereului va asigura aducerea rambleului şi accesul la orizontal superior. Pe celălalt contact se ridică cel de-al doilea plan înclinat, pentru circulaţie şi transport de minereu, pe măsură ce se demontează primul plan înclinat (de la felia anterioară).

Creşterea productivităţii muncii la noua metodă constă din micşorarea volumului de manoperă necesar susţinerii (care se execută prin ancorare); din micşorarea manoperei necesare pentru evacuarea minereului şi împrăştierea rambleului (pentru că o parte din minereu se evacuează prin transport gravitaţional).

În ceea ce priveşte consumul de exploziv, acesta este identic ca şi la metoda de exploatare prin felii orizontale şi rambleu.

Consumul de material lemnos este mai redus, datorită susţinerii cu ancore; consumul de material pentru podire este redus datorită suprafeţei mai mici de acoperit, şi datorită posibilităţilor de recuperare a poditurii şi a materialului pentru compartimentarea planelor înclinate.

De menţionat că prin excavarea cu fronturi înguste se poate recupera pilierul de la nivelul orizontului de bază şi o dată cu rambleierea golului excavat, se poate realiza cimentarea lui cu lapte de ciment şi steril de flotaţie, în condiţii mult mai bune decît cele oferite de metoda de exploatare prin felii orizontale şi rambleu; cimentarea rambleului pe două fîşii transversale, suprapuse, creează la sfîrşit o grindă de rambleu betonat, pe întreaga lăţime a filonului şi cu o înălţime de 4 — 5 m.

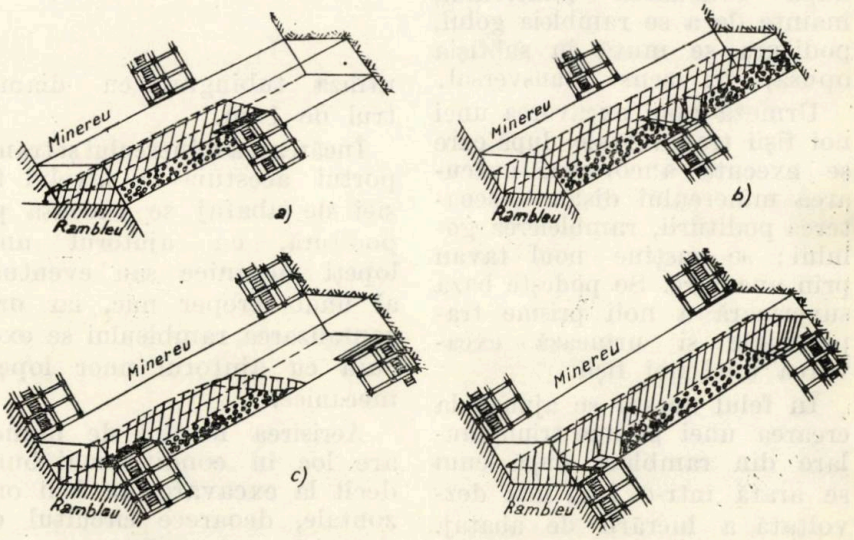


Fig. 5

II. *Indicatori proiectaţi*

Indicatorii sînt calculaţi pentru categoria a II-a de duritate a rocii, coeficientul de tărie, după Protodiakonov, fiind 13.

În aceste condiţii sînt necesari 1,5 m de gaură pe m^3 excavat, la un coeficient de rupere de circa 0,8.

Norma complexă este de 2,78 t/p. În cazul noii metode, se ajunge ca pe subteran productivitatea să fie de circa 1,233 t/p, cu 52,4% mai mare decît la metoda clasică, iar productivitatea în abataj cu 64% mai mare decît cea obţinută în filoane groase şi foarte groase, prin metoda de exploatare cu felii orizontale şi rambleu.

Consumul specific de material lemnos, calculat, este de 7,9 m^3/1 000 t, faţă de 12,2 m^3/1 000 t la metoda de exploatare prin felii orizontale.

Cantitatea de minereu derocat la o fîşie este de circa 100 m^3, sau aproximativ 280 t, care se realizează prin două împuşcături.

Producţia zilnică este de 66 t, faţă de 35 t la metoda clasică.

Coeficientul de recuperare a rezervelor este de apoximativ 97%, ţinînd seama că pilierii se recuperează integral.

III. *Avantajele metodei*

Unul dintre avantajele noii metode îl constituie continuitatea operaţiilor în abataj şi ritmicitatea producţiei; tehnologia noii metode presupune suprapunerea unor operaţii în cele două fîşii transversale, de o parte şi de alta a triunghiului de rambleu.

Pentru că deschiderea este mică şi viteza de excavare este mare în raport cu deschiderea de lucru a fîşiei, minereul nu se dislocă, reducîndu-se necesitatea de susţinere.

În legătură cu pierderile de minereu în vatra de rambleu, la noua metodă, avînd în vedere suprafaţa redusă de lucru, podirea se poate executa mai uşor, minereul nu se împrăştie pe o suprafaţă mare. Datorită podirii, lucrul cu screperul sau lopata mecanică nu duce la diluţie volumetrică. De asemenea, datorită lipsei stîlpilor de la susţinerea feliei sau fîşiei inferioare, care duce la pierderi calitative însemnate, acestea nu mai au loc decît într-o măsură mică, provocată numai de neetanşeitatea podirii.

Capacitatea lunară de producţie a unui front de lucru de pe felia înclinată este de circa 1 650, faţă de circa 900 t/lună realizată curent la metode de exploatare prin felii orizontale şi rambleu. Dacă numărul de fîşii în lucru este dublu, adică se lucrează concomitent de o parte şi de alta a triunghiului, capacitatea de producţie este aproape de două ori mai mare. Acest lucru duce nemijlocit la concentrarea producţiei, îmbunătăţirea condiţiilor de deservire cu materiale, îmbunătăţirea condiţiilor de supraveghere şi acordarea asistenţei tehnice etc.

Durata de excavare a unui bloc, considerînd un panou standard de 60 × 51 × 15 × 2,7 t/m^3, respectiv circa 124 000 t, are loc în circa 68 luni, cu o viteză de ridicare a liniei de abataj de circa 0,7 m/ lună, faţă de viteza medie de ridicare de 0,37 m/lună, la metoda de exploatare clasică, unde durata de excavare a unui asemenea panou este de circa 130 luni.

Avînd în vedere creşterea productivităţii muncii, micşorarea consumului specific de lemn, reducerea numărului de suitori de pregătire, micşorarea substanţială a cheltuielilor de recuperare a pilierilor, faptul că nu mai sînt necesare rostogolurile din prefabricate de beton pentru rularea minereului şi mărirea gradului de recuperare a rezervelor, preţul de cost al extracţiei la nivelul abatajului este mult mai redus.

Noua metodă de exploatare permite începerea lucrărilor de abataj în blocurile care sînt compartimentate pe direcţie, la distanţe mai mari de 60—100 m. În felul acesta volumul lucrărilor de deschidere este mult mai redus; împreună cu volumul mic şi simplitatea lucrărilor iniţiale de pregătire, acestea constituie, de asemenea, avantaje apreciabile ale noii metode, atît prin scurtarea termenului de intrare în producţie a blocurilor de minereu, cît şi cheltuielilor mai reduse de deschidere şi pregătire.

Folosirea noii metode nu exclude alegerea sterilului în abataj.

Accesul la nivelul orizontului de cap, din abataj, în cazul noii metode este mult uşurat, datorită existenţei planelor înclinate cu două compartimente.

Sistemul general de abataj permite adoptarea unei exploatări progresive sau în retragere, sau combinată, spre deosebire de metoda clasică, unde avansarea pe verticală a feliilor orizontale trebuie să se facă concomitent pe întreaga lungime a filonului.

IV. *Dezavantajele metodei*

Noua metodă necesită aprovizionare constantă cu rambleu.

În perioada de început comportă o supraveghere mai atentă, o asistenţă tehnică continuă, tehnologia descrisă fiind mai complexă.

Acest aspect este accentuat în special în faza cînd are loc întîlnirea pe direcţie a două felii înclinate.

★

Metoda de exploatare descrisă mai sus completează numărul variantelor cunoscute pînă în prezent — sub formă de propuneri sau experimentate — aplicabile în condiţiile unor zăcăminte filoniene de grosime mare, cu instabilitate pronunţată a minereului şi rocilor înconjurătoare.

Experienţa unor mine din cadrul Combinatului minier Baia Mare, unde varietatea condiţiilor de zăcămînt este foarte mare, şi unde metoda de exploatare prin felii orizontale şi rambleu, clasică, nu dă rezultate corespunzătoare, impune adoptarea unor noi variante de metode de exploatare, mai rentabile din punctul de vedere al preţului de cost, al recuperării rezervelor, al securităţii muncii şi al securităţii zăcămîntului.

Datorită faptului că prezintă mai multe variante, dintre care cea mai importantă o constituie excavarea prin fîşii transversale înclinate, noua metodă are un larg cîmp de aplicare şi creează posibilităţi de adaptare la cele mai variate condiţii de zăcămînt.

Elasticitatea metodei, care constă în posibilitatea de a trece — în unele cazuri — de la metoda actuală de exploatare, prin felii orizontale şi rambleiere consecutivă, la noua metodă, precum şi de la noua metodă la metoda clasică, o situează în categoria metodelor de exploatare combinate. Este de remarcat că noua metodă permite trecerea de la

metoda de exploatare prin felii înclinate excavate în fîşii transversale, cu înmagazinare, la metoda descrisă, precum şi de faptul că în condiţii mai favorabile de zăcămînt se pretează la adoptarea metodei cu înmagazinare.

Considerăm că metoda de exploatare descrisă mai sus contribuie în mare măsură la eliminarea greutăţilor legate de folosirea metodei de exploatare cu felii orizontale şi rambleiere.

B. METODA DE EXPLOATARE ÎN PANOURI SCURTE, ÎNCLINATE, PRIN FELII ORIZONTALE, CU RAMBLEIERE CONSECUTIVĂ, PENTRU FILOANE SUBŢIRI ŞI DE GROSIME MEDIE

Între cele expuse figura, ca un avantaj al metodei de exploatare prin panouri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere, pentru filoane subţiri şi de grosime orizontale, ascendente, cu rambleiere consecutivă, la o nouă metodă şi invers.

În cele ce urmează vom descrie tocmai această metodă de exploatare, de trecere (intermediară), care constituie în acelaşi timp şi o metodă de sine stătătoare, unitară, ce poate înlocui metoda de exploatare prin felii orizontale, ascendente, cu rambleiere consecutivă, avînd o serie de avantaje faţă de aceasta din urmă.

I. *Caracteristicile principale ale metodei sînt*:

— lungimea redusă a blocului (panoului, respectiv a liniei de abataj);

— dispunerea înclinată a blocului, suitorii fiind înclinaţi la 40—55° (fig. 6).

În rest, desfăşurarea lucrărilor are loc ca la metoda de exploatare clasică, prin felii orizontale, ascendente şi rambleiere consecutivă în blocuri scurte.

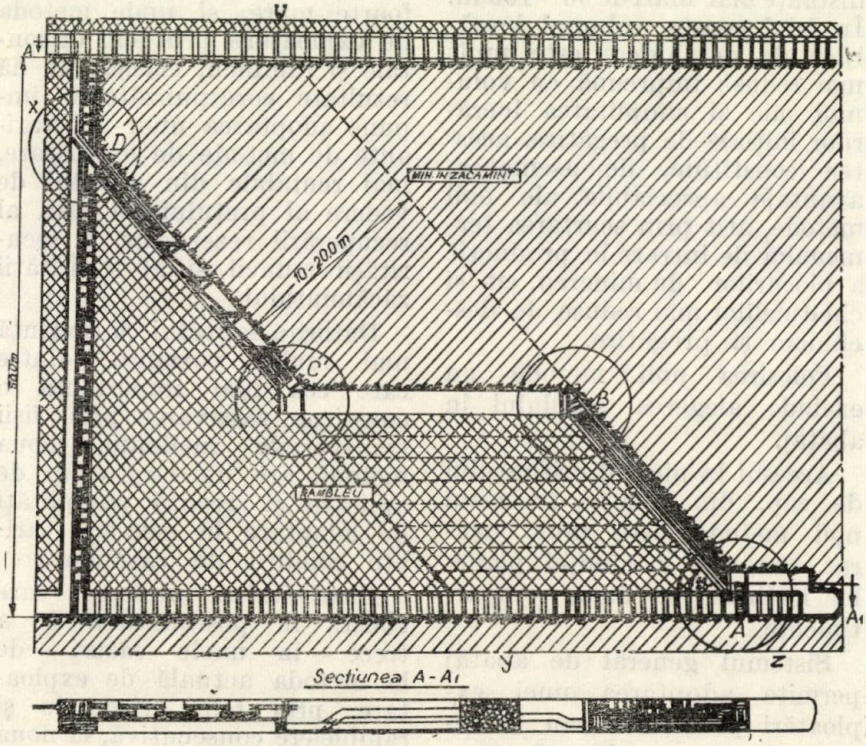


Fig. 6

medie, *elasticitatea* acestei metode, provenită — printre altele — şi din faptul că această metodă permite trecerea de la metoda de exploatare prin felii executate prin aceeaşi tehnologie, iar lungimea redusă a blocului (linie de abataj) conferă acestei metode intermediare avantaje deosebite faţă de metoda clasică, aplicate în blocuri de 50 — 60 m lungime pe direcţie. Asupra acestor avantaje vom reveni în cele ce urmează.

Dispunerea înclinată a blocului în exploatare şi executarea suitorilor pe înclinare, duc însă la avantaje nete faţă de panourile scurte verticale,

II. *Condiţiile de aplicare a metodei sînt*:

— grosimea filoanelor de la 1,5 la circa 4 m;

— înclinarea filoanelor mai mare de 50°;

— stabilitate redusă a rocilor filoniene şi înconjurătoare, adică tocmai acele condiţii care impun folosirea metodei de exploatare prin felii orizontale, cu rambleiere consecutivă şi cu susţinere.

III. *Descrierea metodei*

În principiu, metoda de exploatare constă din executarea lucrărilor de pregătire pe osatura lucrărilor de deschidere (galeria de bază pe zăcămînt sau pe culcuş şi un suitor geologic de cercetare cu două compartimente). Se preconizează executarea lucrărilor de abataj fără lăsarea de pilieri orizontali. Preabatajul constă din excavarea unei felii de circa 2 — 2,5 m înălţime, deasupra galeriei de bază.

Lungimea preabatajului, în funcţie de stabilitatea rocilor, poate varia între 10 şi 25 m.

La capătul preabatajului, din partea opusă suitorului geologic, se amenajează o gură de evacuare. Se excavează apoi, în două trepte răsturnate sau pe toată lungimea liniei de abataj, o felie orizontală, avînd lungimea mai mică cu circa 1 m decît lungimea preabatajului, realizînd astfel un salt pe verticală de circa 1,5 m (depinzînd de condiţiile locale, lungimea statului poate fi şi mai mare).

Înainte de încărcarea cu exploziv a găurilor, vatra de rambleu se podeşte cu panouri demontabile după care are loc operaţia de împuşcare a găurilor.

Evacuarea minereului excavat se poate executa cu screperul, lopata mecanică, vagonetul sau alte mijloace.

În funcţie de stabilitatea tavanului de minereu şi a rocilor înconjurătoare, înainte de evacuarea minereului, imediat după copturire, se ancorează tavanul şi eventual pereţii abatajului.

După evacuarea minereului şi îndepărtarea poditurii, felia se rambleiază pe înălţimea saltului realizat, după ce în prealabil în capătul abatajului, opus suitorului geologic, s-a amenajat un suitor sub forma unui plan înclinat, cu două compartimente, unul pentru accces şi unul pentru evacuarea minereului.

O dată cu avansarea pe verticală a abatajului, suitorul se poate abandona sau poate fi ridicat concomitent cu linia de abataj.

În felul acesta, scurtînd la fiecare felie cu circa 1 m lungimea liniei de abataj, lîngă suitorul geologic ia naştere o prismă triunghiulară, la care baza dreptunghiulară mare (pe linia $x—y$ din fig. 6) formează latura panoului scurt înclinat (*xyzu* din fig. 6).

Cînd exploatarea acestei prisme triunghiulare ajunge în partea superioară, se realizează o legătură între suitorul geologic şi suitorul de evacuare a minereului.

Între timp, preabatajul direcţional va fi avansat, creîndu-se astfel posibilitatea atacării blocului scurt înclinat, care formează specificul metodei.

În stadiul acesta se demontează gura de evacuare de la baza suitorului înclinat şi parte (2 — 3 m) din suitor şi se mută cu 10 — 25 m în avans.

Se rambleiază preabatajul apoi se excavează o nouă felie de minereu după cum s-a arătat anterior.

Pe măsura avansării pe verticală a liniei de abataj, susţinerea, compar-

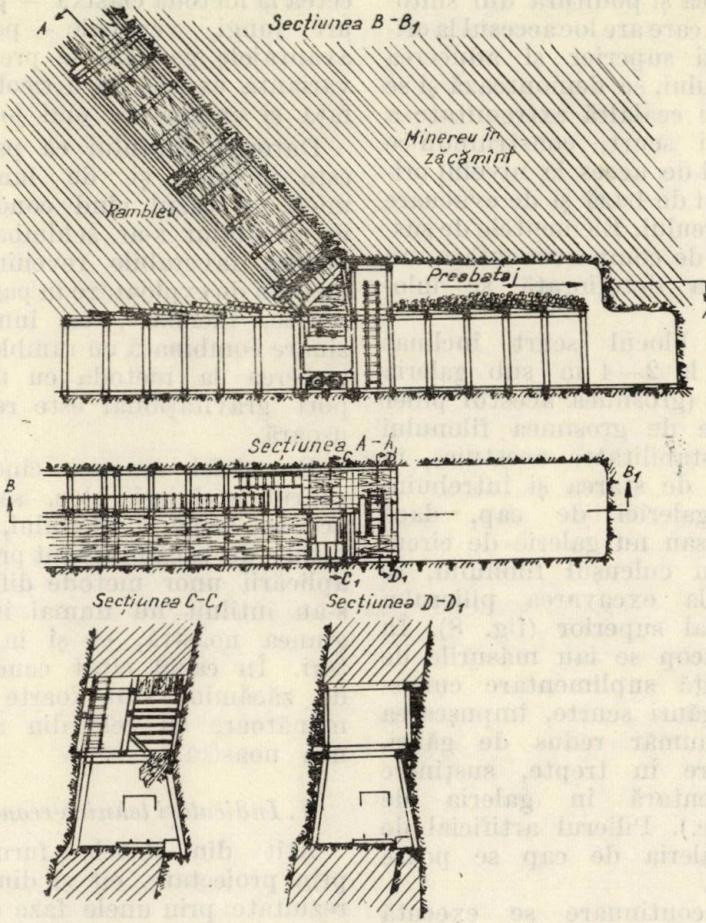
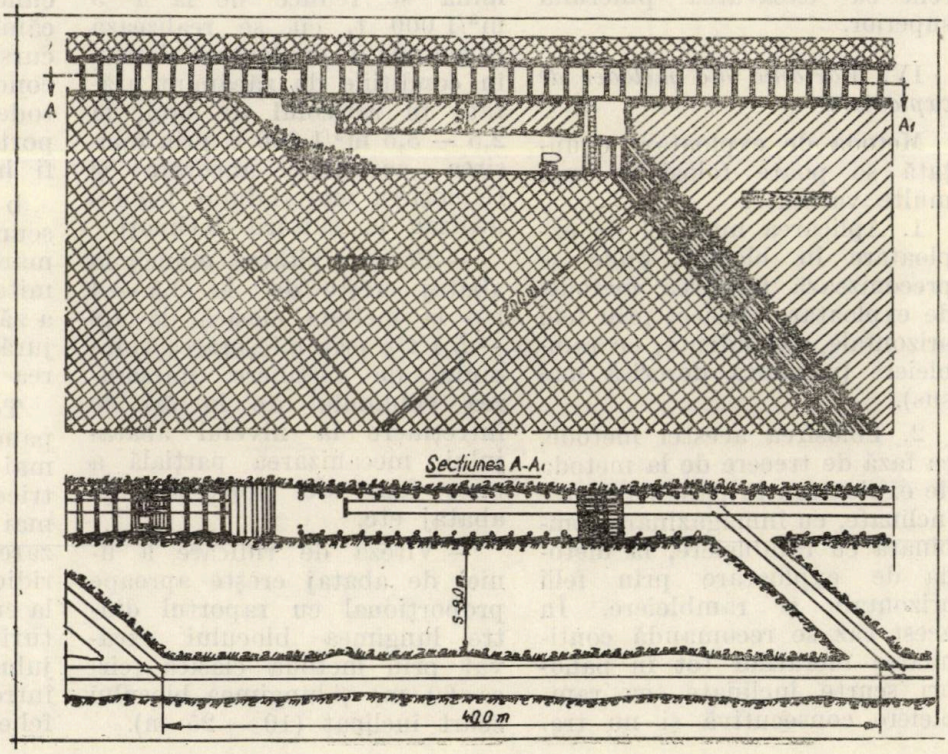


Fig. 7

Fig. 8



mentarea și poditura din suitorul prin care are loc accesul la orizontului superior și aducerea rambleului, se demontează și se mută în cealaltă extremitate a blocului scurt, construindu-se suitorul de acces la nivelul orizontului de bază și de evacuare a minereului. Elementele de susținere, de compartimentare sau poditura deteriorată se înlocuiesc.

Cînd blocul scurt înclinat ajunge la 2—4 m sub galeria de cap (grosimea acestui pilier depinde de grosimea filonului și de stabilitatea acestuia), în funcție de starea și întrebuințarea galeriei de cap, dacă există sau nu galerie de circulație în culcușul filonului, se trece la excavarea pilierului orizontal superior (fig. 8). În acest scop se iau măsurile de siguranță suplimentare cunoscute (găuri scurte, împușcarea unui număr redus de găuri, excavare în trepte, susținere suplimentară în galeria de cap etc.). Pilierul artificial de sub galeria de cap se poate betona.

În continuare se execută lucrările de excavare a minereului în blocul scurt înclinat alăturat, eventual concomitent cu excavarea pilierului superior.

IV. *Variante ale metodei de exploatare*

Metoda de exploatare enunțată se poate folosi în mai multe variante.

1. Aplicarea metodei de exploatare în blocuri, unde se preconizează folosirea metodei de exploatare clasice, prin felii orizontale, ascendente, cu rambleiere (varianta descrisă mai sus).

2. Folosirea acestei metode, ca fază de trecere de la metoda de exploatare în panouri scurte înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere, la metoda de exploatare prin felii orizontale și rambleiere. În acest caz se recomandă continuarea lucrărilor tot în panouri scurte înclinate, cu rambleiere consecutivă și nu trecerea la metoda clasixă — panouri lungi, verticale — pentru avantajele pe care le prezintă varianta expusă în articolul de față și enumerate mai jos.

Datorită faptului că panoul este înclinat și de lungime mică, în cazul cînd condițiile de zăcămînt s-ar schimba, devenind favorabile revenirii la metoda de exploatare în panouri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere, trecerea la metoda cu transport gravitațional este relativ ușoară.

De altfel, cazuri cînd în cadrul aceluiași bloc, sau în aceeași aripă a filonului, condițiile de zăcămînt sînt propice aplicării unor metode diferite, s-au întîlnit nu numai în regiunea noastră, ci și în alte țări. În cazul citat condițiile de zăcămînt sînt foarte asemănătoare cu cele din regiunea noastră.

V. *Indicatori tehnico-economici*

Atît din datele furnizate prin proiectare, cît și din cele rezultate prin unele faze experimentate au rezultat următorii indici tehnico-economici:

— Consumul de lemn de mină se reduce de la 4—5 m^3/1 000 t, cît se realizează la metoda de exploatare clasică, în condițiile de zăcămînt arătate în articolul de față, la 2,5 — 3,5 m^3/1 000 t, prin folosirea susținerii ancorate și refolosirea materialului lemnos utilizat la suitorii înclinați.

— Productivitatea muncii în abataj crește de la 3,5 — 4 t/p la metoda clasică, la 4,8 — 5,1 t/p prin micșorarea volumului de susținere, micșorarea volumului de lucrări de întreținere la nivelul abatajului, mecanizarea parțială a unor faze ale procesului de abataj etc.

— Viteza de ridicare a liniei de abataj crește aproape proporțional cu raportul dintre lungimea blocului excavat prin metoda clasică (circa 60 m) și lungimea blocului scurt înclinat (10 — 25 m).

— Coeficientul de extracție cantitativă a minereului din bloc este egal cu unitatea, iar coeficientul de extracție calitativă depășește 0,95 prin măsurile preconizate pentru podirea vetrei.

— Diluția volumetrică se menține la același nivel cu cea realizată prin metoda clasică (blocuri verticale, lungi de 50 — 60 m).

VI. *Avantaje ale noii metode*

Avantajele metodei de exploatare descrise mai sus pot fi grupate în două categorii: de o parte cele specifice metodei de exploatare prin felii orizontale și rambleiere, *aplicată în blocuri scurte (deci și verticale)*, iar de altă parte avantajele speciale obținute prin folosirea acestei metode de exploatare *aplicată în blocuri scurte înclinate*, astfel:

a — Începerea exploatării blocului nu necesită deschiderea lui pe patru laturi ci numai pe trei, deci micșorarea volumului de lucrări de deschidere. Acest fapt permite totodată începerea lucrărilor de exploatare la un grad mai redus de cunoaștere a caracteristicilor zăcămîntului; în cazul cînd pe parcursul exploatării blocului apar condiții de aplicare a unor metode de exploatare cu transport gravitațional, acestea pot fi imediat aplicate.

b — Folosirea panourilor scurte, prin viteza mult mai mare de ridicare pe verticală, permite folosirea stabilității relative a zăcămîntului și rocilor înconjurătoare, conducînd la micșorarea volumului de susținere.

Totodată, lungimea redusă a panoului permite o adaptare mai ușoară la condițiile geometrice ale blocului, la posibilități mai ușoare de podire, la realizarea unui grad de ocupare mai ridicat al suprafeței de abataj, la crearea posibilităților de copturire, control general al abatajului, micșorarea volumului de întreținere a lucrărilor la nivelul feliei etc.

c — Numărul rostogolurilor pentru minereu este mai redus, costul acestora este mai mic prin posibilităţile de refolosire a materialelor, în special al căptuşelilor metalice şi gurilor de evacuare.

d — Timpul de pregătire este mai redus, blocul poate intra în producţie mult mai repede.

e — Aerajul parţial este mai eficace, nu se face prin difuzie, nu au loc pierderi de aer şi scurtcircuitări.

f — Accesul de la orizontul inferior la nivelul feliei de abataj şi de la aceasta la orizontul superior este mai uşor.

g — Accesul din abataj la nivelul orizontului de cap şi de bază este asigurat în permanenţă.

h — Creşterea poductivităţii muncii duce la crearea posibilităţilor de concentrare a producţiei, de organizare superioară a acesteia. Micşorarea volumului de susţinere, a volumului lucrărilor de pregătire, a metrajului de rostogoluri, mărirea coeficientului de extracţie a metalelor, conduc la micşorarea preţului de cost pe tona de metal extras.

VII. *Dezavantaje ale metodei*

Principalul dezavantaj al metodei îl constituie necesitatea folosirii lemnului de mină la compartimentarea şi susţinerea parţială a suitorilor înclinaţi şi atunci cînd la podire se foloseşte material lemnos.

Un alt dezavantaj — comun tuturor metodelor care folosesc podirea vetrei în vederea reducerii pierderilor de metale în vatra de minereu — este faptul că această operaţie de montare şi demontare a poditurii, repetată la fiecare ciclu de excavare, se execută manual şi consumă un mare volum de timp.

De asemenea, pentru asigurarea producţiei este necesară aprovizionarea ritmică cu rambleu, care în cazul minelor noastre încă mai constituie o problemă.

După cum se constată din enumerarea condiţiilor şi descrierea domeniului de aplicare a metodelor de exploatare tratate, metoda expusă mai sus completează mijloacele puse la dispoziţia personalului tehnic din exploatări, cu scopul de a lărgi posibilităţile de alegere a metodelor de exploatare şi de a adopta pe cele mai potrivite condiţiilor de zăcămînt şi dotării tehnice existente.

Considerăm că folosind mijloacele tehnice actuale, adoptînd o organizare mai raţională şi folosind — în condiţiile de zăcămînt existente — metodele de exploatare descrise se pot obţine rezultatele tehnico-economice superioare celor înregistrate pînă acum.

(Articolul a intrat în redacţie în luna ianuarie 1968).

BIBLIOGRAFIE

[1] Gabrian, V. *Eficacitatea economică a introducerii tehnicii noi în exploatarea zăcămintelor de minereur i din R.P.R.* (lucrare de disertaţie).

[2] *** *Extinderea domeniului de aplicare a metodelor de exploatare de mare productivitate.* SCM Baia-Mare, 1965.

[3] *** *Studii privind înlocuirea pilierilor de minereu ai galeriilor cu prefabricate din beton.* C.C.M. N., 1956.

Unele consideraţii asupra metodei de exploatare cu abataje frontale, tăiere mecanică şi susţinere metalică în stratul 3 la E. M. Vulcan

Ing. L. Fejes, ing. Z. Jurca, ing. L. Doczi şi ing. L. Dijmărescu

Stratul 3 în cadrul blocului VIII prezintă o dezvoltare neregulată, atît pe direcţie, cît şi pe înclinare. De la grosimi de ordinul zecilor de metri, în partea vestică şi centrală a blocului, ajunge în partea estică, efilat sau subţiat complet.

În lucrările miniere, stratul 3 a fost întîlnit cu grosimi pe orizontală care variază de la 20—60 m în parte vestică şi centrală a blocului, şi pînă la efilarea totală în partea estică.

Stratul 3, cu dezvoltare aşa de neregulată, este alcătuit din 3 pînă la 12 bancuri de cărbune, compact în partea inferioară, sfărîmicios, alteori parţial şistos, separarea bancurilor făcîndu-se prin intercalaţii de argilă grezoasă cu lentile cărbunoase (fig. 1).

Acoperişul apropiat şi îndepărtat este constituit dintr-un facies grezos argilos, cu o bogată floră fosiliferă, bine cimentată.

Culcuşul este format dintr-o gresie dură sau o argilă grezoasă cu resturi de plante necarbonizate.

Stratul 3 blocul VIII a făcut obiect de exploatare în trecut şi a fost redeschis pe toată lungimea lui în cursul anului 1961—1962.

În perioada anilor 1962—1967 exploatarea stratului s-a făcut cu abataje cameră, ajungîndu-se la o nivelare între cîmpurile de abataj în jurul cotei 630.

Avînd în vedere preocuparea pentru reducerea consumului de lemn de mină şi cherestea, pentru reducerea preţului de cost pe tona de cărbune, cît şi a creşterii productivităţii muncii în abataj, s-au analizat posibilităţile schimbării metodei de exploatare cu abataje cameră prin abataje frontale orizontale.

Alegerea cîmpului minier, în vederea introducerii noii metode de exploatare, s-a făcut în partea centrală, acolo unde stratul de cărbune atinge o grosime pe orizontală de 60 m, avîndu-se în vedere posibilitatea de extindere în partea vestică a blocului, pe măsura avansării pe verticală a exploatării, cuprinzînd în final 5 cîmpuri de abataje cameră (fig. 2).

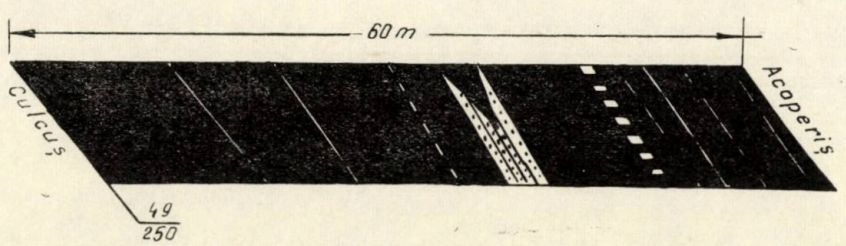


Fig. 1. Secţiune geologică prin stratul 3, blocul VIII, E.M. Vulcan, zona centrală.

Pregătirea s-a efectuat între cotele 630—590 şi a constat dintr-o galerie direcţională, săpată sub acoperişul stratului la orizontal 590 m, şi din galerii direcţionale pe strat la culcuş şi acoperiş (preabataje).

Preabatajul de sub acoperiş a fost săpat din 4 suitori săpaţi sub acoperişul stratului de cărbune între cotele 590—630. Legătura între cele două galerii direcţionale săpate pe strat s-a făcut printr-un preabataj transversal, care a constituit deschiderea frontului de lucru.

Rezerva de cărbune preconizată a fi exploatată prin noua metodă de exploatare este de 289 300 t (ea putînd fi majorată o dată cu ajungerea exploatării sub cota 590). La 1 septembrie 1967 a început exploatarea primei felii cu abataje frontale orizontale cu surpare în stratul 3 blocul VIII.

Tăierea cărbunilor s-a făcut combinat cu ajutorul explozivilor şi ciocanului de abataj, susţinerea abatajului făcîndu-se cu grinzi de funie dispuse direcţional cu frontul de lucru şi stîlpi metalici GHH, iar podirea abatajului s-a făcut cu toroane de cablu şi împletitură de plasă, dispuse paralel cu frontul de lucru şi perpendicular pe front.

Încărcarea cărbunelui s-a făcut manual pe transportoare cu raclete tip SKR—11.

Introducerea noii metode de exploatare a dus la realizarea unui randament de 5,7t/post în abataj, cu 0,42 t/post mai mult decît în cazul exploatării prin abataje cameră, la care randamentul mediu obţinut a fost de 5,28 t/post.

În cursul lunii noiembrie 1967, E. M. Vulcan a primit în dotare, pentru abatajele frontale din stratul 3 blocul VIII, susţinerea metalică constituită din stîlpi hidraulici de tipul Klöckner-Feromatik şi grinzile metalice articulate de tipul Wanwersch.

La 1 noiembrie 1967 prima felie exploatată cu abataje frontale orizontale şi susţinere metalică de tipul GHH era aproape terminată, creîndu-se posibilitatea exploatării celei de-a doua felii, printr-un nou abataj frontal. Acest abataj a fost dotat cu stîlpi tip SS—31/280 şi grinzi metalice articulate tip Wanwersch.

În cele ce urmează sînt prezentate datele tehnice mai importante ale stîlpilor tip Klöckner-Feromatik.

Stîlpul Feromatik este un stîlp de mină hidraulic de tip deschis adică atît la răpire cît şi la atingerea sarcinii nominale lasă să curgă lichidul în exterior.

Alimentarea stîlpului se face de la un agregat de pompe acţionat electric. De la acest agregat porneşte în interiorul abatajului o conductă de presiune înaltă la care, la intervale de 10—20 m, sînt aşezate racorduri de ramificare. De aceste racorduri se ataşează furtune de presiune mare prevăzute la capătul liber cu un robinet şi un aparat (pistol) de alimentare.

Lichidul folosit este apa cu adaos de 1% ulei anticoroziv. Această emulsie are avantajul a fi mai puţin lipicioasă decît uleiul, asigurînd o bună funcţionare a supapei hidraulice.

Presiunea de probă a conductelor şi a furtunilor este de 800 A. Alimentarea centrală a stîlpilor cu agregate de pompare, funcţionînd automat, nu simplifică numai montarea stîlpilor ci o face şi independent de modul subiectiv al muncitorului. Presiunea pentru pretensionarea stîlpului este determinată exclusiv de agregatul de pompe. În mod obligatoriu toţi stîlpii obţin aceeaşi sarcină de montare.

Stîlpul prezintă următoarele caracteristici tehnice:

- sarcina maximă aprobată 40 t;
- lungimea maximă aprobată 2 800 mm;
- prelungirea maximă aprobată 500 mm;
- greutatea stîlpului 81 kg.

Agregatul de pompare folosit este de tip UOR-792 -4 DE cu următoarele caracteristici:

- lungimea 2 100 mm;
- lăţimea 830 mm;
- înălţimea 1 125 mm;
- greutatea 990 kg;
- rezervorul 450 l;
- tensiunea motorului 380 V;
- turaţia motorului 1 500 rot/min;
- puterea motorului 16 kWt l/min;
- presiunea maximă 200 at;
- debitul 23 l/min;
- presiunea de decuplare, respectiv presiunea maximă de lucru 150 at.

Introducerea noului tip de susţinere a permis reducerea duratei de execuţie a operaţiilor; în abataj s-a redus timpul afectat operaţiei de încărcare a cărbunelui pe transportor prin posibilitatea montării în lungul frontului a unui transportor blindat tip TR-3, care prezintă avantajul de a se ripa lîngă frontul de cărbune fără a fi demontat, permiţînd încărcarea a 60% din producţia rezultată în urma tăierii cu exploziv. De asemenea, prin modul simplu de lucru cu noul tip de susţinere s-a redus simţitor operaţia de susţinere a abatajului şi de dirijare a presiunii acoperişului.

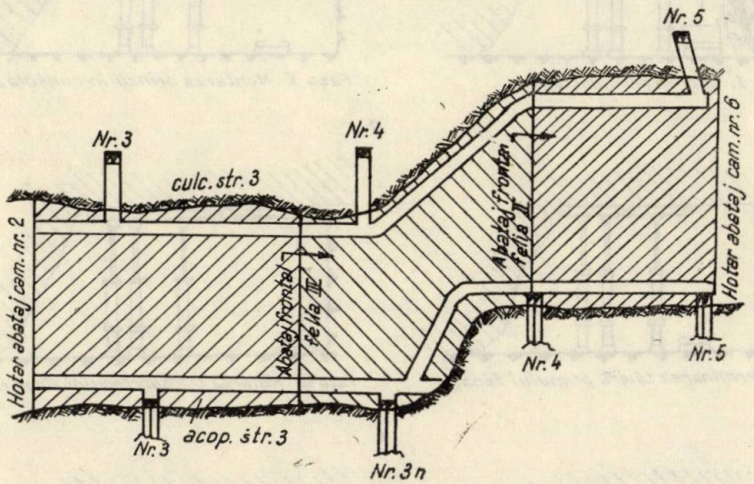


Fig. 2. Secţiune longitudinală prin stratul 3, blocul VIII E. M. Vulcan în zona cîmpului aferent abatajelor frontale.

Toate aceste avantaje pe care le prezintă noua tehnologie de lucru au dus la o creştere a productivităţii muncii în abataj, chiar din prima lună, cu 0,32 t/post, faţă de vechea tehnologie, obţinîndu-se un randament de 6,02 t/post.

Analizînd posibilităţile create de noua tehnologie de susţinere, s-a pus problema mecanizării operaţiei de tăiere a cărbunilor în abataj. În acest scop a fost achiziţionată o combină tip 2 K-52, care prezintă următoarele caracteristici tehnice:

- tipul — cu doi tamburi în acţiune sub formă de melc;
- adîncimea de tăiere 0,63 m;
- înălţimea de tăiere 1,1—1,7 m;
- debit minim 2,14 t/min;
- diametrul organului de lucru la tăişuri:

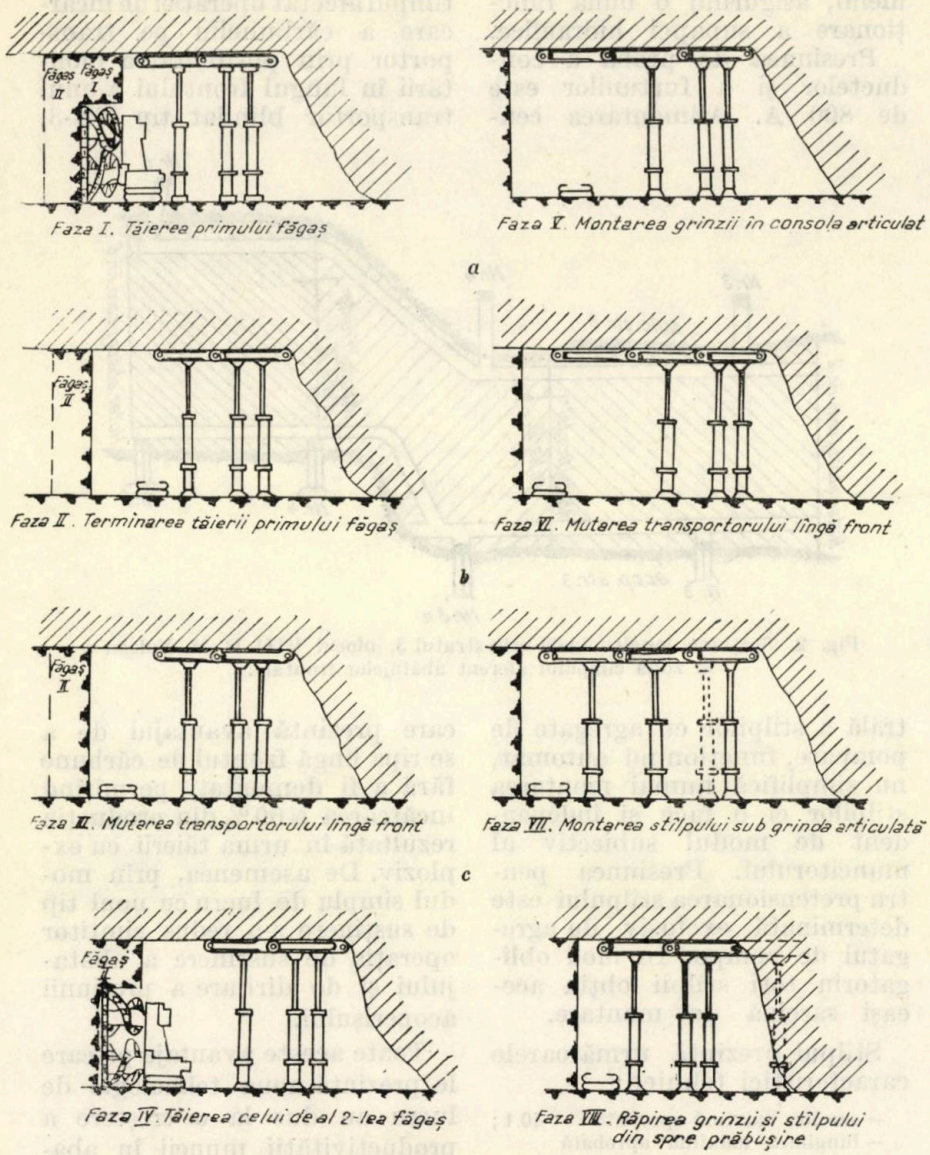


Fig. 3. Fazele de lucru

— al melcului inferior 1 000 mm;

— al melcului superior 750 mm;

— viteza de tăiere la tăişuri cu asamblarea de bază:

— a melcului inferior 3,07 m/s;

— a melcului superior 3,01 m/s;

— viteza de tăiere la tăişuri şi montarea pinioanelor de schimb:

1 — ridicată a melcului inferior 3,72 m/s;

ridicată a melcului superior 3,60 m/s;

2 — micşorată a melcului inferior 2,67 m/s;

micşorată a melcului superior 2,62 m/s;

— tipul de avansare — mecanizare hidraulică S—404 cu reglare fără trepte a vitezei;

— efort la tracţiune 15 t;

— înălţimea maximă după organul de execuţie, 1 785 mm;

— lumgimea 5 920 mm;

— lăţimea 1 656 mm.

În cursul lunii ianuarie 1968 s-au făcut pregătirile necesare în vederea introducerii combinei în abatajul frontal str. 3 blocul VIII felia III; la 20 ianuarie 1968 s-a tăiat mecanizat prima fişie de cărbune sub tavan artificial.

Noua tehnologie de lucru cuprinde următoarele operaţii (fig. 3):

1 — tăierea primei fişii de 0,63 m şi întoarcerea combinei în nişa de atac;

2 — împuşcarea şi amenajarea nişelor de retragere a combinei;

3 — riparea transportorului lîngă front;

4 — tăierea fişiei a doua de 0,63 m;

5 — montarea grinzilor în consolă;

6 — riparea transportorului lîngă front;

7 — montarea primului rînd de stîlpi sub grinzile în consolă;

8 — podirea abatajului;

9 — răpirea stîlpului şi a grinzii dinspre surpare;

10 — împuşcarea, încărcarea şi susţinerea şpiţurilor de la culcuşul şi acoperişul stratului de cărbune.

Pentru observarea şi îmbunătăţirea noului proces tehnologic, în luna februarie 1968, la abatajul unde a fost introdusă combina, s-a asigurat asistenţa tehnică prin prezenţa unui inginer pe fiecare schimb.

În cursul lunii aprilie au fost înregistrate următoarele observaţii:

1. Tăierea cărbunilor s-a realizat în două fişii a cîte 0,63 m lăţime şi 1,7 m înălţime, acest lucru fiind funcţie de caracteristicile combinei. Întrucît înălţimea feliei este de 2,8 m, după fiecare tăiere la tavanul lucrării ar trebui să rămînă un banc de cărbune de 1 m a cărui tăiere să se facă cu ajutorul ciocanului de abataj după trecerea combinei. S-a observat însă că datorită rezistenţei slabe a cărbunelui, bancul de cărbune care rămîne la tavanul abatajului se desprinde în blocuri mari ce cad pe transportor imediat după trecerea combinei, creînd greutăţi în execuţia operaţiei de tăiere, datorită deselor opriri ale transportorului pentru spargerea bulgărilor.

Pe bază de cronometrări făcute s-a stabilit durata medie de tăiere a unei fişii de 50 m lungime, 1,7 m înălţime şi 0,63 m lăţime de 160 min, durată în care este inclus şi timpul de întoarcere a combinei în nişa de atac.

2. Perforarea găurilor pentru nişe se poate executa concomitent cu operaţia de tăiere a frontului. După ce s-a terminat tăierea fişiei, se procedează la încărcarea şi împuşcarea găurilor pentru nişe, iar o dată cu întoarcerea combinei pentru curăţire se execută şi evacuarea materialu-

lui rezultat în urma împuşcării nişelor.

3. Operaţia de ripare este îngreuiată din cauza ruperii cărbunelui din frontul de lucru, necesitînd timp pentru curăţire. Durata medie, stabilită pe bază de cronometrări a operaţiei de ripare, este de 80 min.

4. Întrucît la tavanul abatajului cărbunele are tendinţa de a se desprinde, pentru a se evita lăsarea poditurii de plasă şi crearea bolţilor lîngă frontul de cărbune, operaţia de montare a grinzilor în consolă nu poate avea o ordine stabilită de executare, ea executîndu-se funcţie de situaţia de la front, cînd se creează locul de montare. S-a observat că după tăierea primei fîşii se creează aproximativ pe toată lungimea abatajului spaţiul necesar montării grinzii în consolă, datorită desprinderilor de cărbune la partea superioară a frontului. Durata acestei operaţii de montare a grinzilor în consolă, cu o singură echipă formată din trei muncitori, depăşeşte 480 min. Această operaţie, fiind mult îngreuiată de comportarea tavanului artificial, care este de slabă calitate (întrucît la confecţionarea lui la felia superioară muncitorii nu aveau încă experienţa necesară) de asemenea din cauza susţinerii în lemn la feliile superioare, rocile din tavanul abatajului nu s-au tasat uniform pe toată suprafaţa abatajului fiind frecvent întîlnite goluri care la pretensionarea stîlpilor şi la avansarea frontului de cărbune duc la formarea de bolţi în plasă.

5. Pe baza experienţei căpătate asupra modului de comportare a presiunilor din acoperişul stratului 3 şi tavanul abatajelor, la exploatările miniere Lupeni, Aninoasa şi Lonea, la care metoda de exploatare cu abataje frontale orizontale susţinute cu stîlpi hidraulici şi grinzi articulate a fost introdusă încă din anul 1964, şi la E. M. Vulcan s-a preconizat ca susţinerea abatajelor din stratul 3 blocul VIII să se facă cu 3 rînduri de stîlpi montaţi sub 2 grinzi articulate dispuse perpendicular pe frontul de lucru, iar pe măsură ce avansează frontul de lucru să se monteze a treia grindă în consolă. Densitatea de susţinere s-a stabilit la 0,95 stîlpi/m^2.

Datorită sistemului descris, stîlpii Feromatic sînt foarte simpli în montaj, prelungitorile plăcilor de cap şi picior ca şi manşetele şi supapele pot fi schimbate în abataj ; în felul acesta se elimină transportul inutil al stîlpilor la suprafaţă.

În condiţiile montării stîlpilor sub tavan artificial, cînd se observă o rezistenţă slabă a tavanului la pretensionarea stîlpului, trebuie să se procedeze mai întîi la umplerea golurilor cu material lemnos, constituit din lemn rotund sau jumătăţi, şi numai după aceea să se pretensioneze stîlpul.

Durata operaţiei de montare a primului rînd de stîlpi lîngă transportor, atunci cînd a fost executată de două echipe a cîte trei muncitori, a fost de 360 min.

6. De modul cum se realizează tavanul artificial depind în mare măsură, buna desfăşurare a tuturor operaţiilor ce se execută în abataj. Întrucît la felia superioară podirea abatajului cu toroane de cablu şi plăci metalice s-a făcut defectuos, aşa cum am arătat executarea celorlalte operaţii, este mult îngreuiată. Pentru a se evita aceste greutăţi la felia inferioară, s-a efectuat o nouă podire a vetrei abatajului. Operaţia de podire a constat din aşezarea pe o împletitură formată din toroane despletite din cabluri vechi de extracţie cu diametrul de 11 —13 mm întinse perpendicular şi paralel cu frontul de lucru, a covoarelor de plasă dispuse paralel şi perpendicular pe frontul de lucru. O astfel de dispunere a covoarelor de plasă măreşte foarte mult rezistenţa tavanului, realizînd o podire perfectă a abatajului (fig. 4.).

Durata operaţiei de podire efectuată de o echipă de trei muncitori este de 360 min.

Plasa de sîrmă utilizată la confecţionarea poditurii metalice elastice este din sîrmă galvanizată cu diametrul sîrmei de 2,2—2,5 mm, ochiuri de 30/30 mm, greutatea de 3,18 kg/m^2 şi lăţimea de 900 mm.

7. Răpirea stîlpilor şi a grinzilor în prima fază s-a executat destul de greu din cauza tavanului de slabă calitate, care a permis trecerea prin el a materialului din acoperiş, fapt ce provoca îngroparea stîlpilor, mărind mult durata de răpire a unui stîlp. Pentru a se evita astfel de situaţii, s-a trecut la montarea de armături inter-

Fig. 4. Podirea abatajului.

Tabela 1

Denumirea indicatorului	Mărimea indicelui realizat
Lungimea abatajului, m	55
Grosimea feliei, m	2,8
Producţia extrasă, t	5 750
Numărul de posturi prestate	910
Productivitatea pe post, t/p	6,30
Numărul ciclurilor realizate	18
Avansarea frontului pe ciclu, m	1,25
Numărul posturilor realizate pe ciclu, post	36,5

mediare din lemn şi la confecţionarea unui perete despărţitor din scînduri spre zona surpată pentru a proteja stîlpii împotriva materialului ce venea din surpare. Prin acest mod de lucru s-a reuşit să se reducă durata de răpire a unui stîlp.

Prin cronometrările făcute s-a stabilit că dacă operaţia de răpire este executată de trei echipe a cîte trei muncitori, durata ei este de 420 min. cutate de către două echipe a cîte doi muncitori în timpul unui schimb.

În tabela 1 sînt prezentaţi indicatorii tehnico-economici obţinuţi în luna februarie la abatajul frontal orizontal din stratul 3 bl. VIII felia 3.

Faţă de situaţia descrisă s-au tras următoarele concluzii:

— prin aplicarea noului proces tehnologic există rezerve serioase pentru creşterea productivităţii muncii în acest abataj;

— trebuie să se acorde o atenţie deosebită asupra modului cum se execută podirea cu plasă pentru a se evita greutăţile în exploatare a feliei inferioare;

— să se verifice incontinuu modul cum este însuşită de către muncitori noua tehnologie, prin verificări practice, pentru a se putea ajunge la o specializare a tuturor muncitorilor din abataj;

— întrucît în cadrul unui ciclu operaţiile sînt dependente una de alta, este necesară o

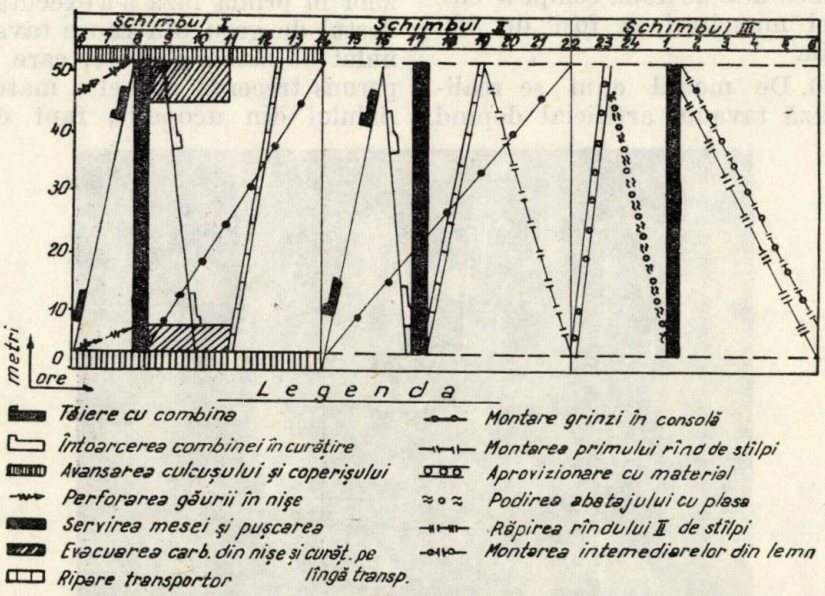


Fig. 5. Planograma desfăşurării operaţiilor în abatajul frontal din stratul 3, blocul VIII.

8. Operaţiile ce trebuie executate în vederea avansării şpiţurilor de la culcuşul şi acoperişul stratului de cărbune sînt cele clasice, ele putînd fi execute întreţinere amănunţită a tuturor utilajelor mecanice şi electrice din abataj pentru a se evita pe cît posibil defecţiunile.

Pe baza concluziilor trase în urma observaţiilor întreprinse în luna februarie, s-a analizat o nouă formulă de lucru care să ducă la creşterea indicatorilor tehnico-economici.

S-a stabilit că cea mai adecvată formulă ar fi organizarea lucrului după graficul ciclic, întrucît îndeplinirea şi depăşirea sarcinilor de plan ce-i revin brigăzii depind, în cea mai mare măsură, de reducerea timpilor morţi din procesul de producţie, reducere ce poate avea loc numai printr-o mai bună organizare a operaţiilor din abataj.

La organizarea brigăzii s-a ţinut seama de următorii factori:

— o repartizare justă a forţelor de muncă;

— ridicarea continuă a nivelului profesional al cadrelor, prin instruiri periodice în vederea însuşirii noii tehnologii de lucru;

— eliminarea pierderilor de timp datorită unor eventuale defecţiuni tehnico-organizatorice.

Planograma desfăşurării operaţiilor în abataj este redată în figura 5.

În schimbul I se execută tăierea primei fîşii cu combina, riparea transportorului la front, pregătirea nişelor în vederea retragerii combinei. Avansarea şpiţurilor la culcuşul şi acoperişul stratului cu cîte un cîmp egal cu 1,26 m şi acolo unde se creează spaţiul necesar (1,25 m) se montează grinzile în consolă.

În schimbul II se taie fîşia a doua, se ripează transportorul la front, se ridică grinzile în consolă ce au rămas nemontate de la schimbul I şi se montează primul rînd de stîlpi. În schimbul III se execută podirea abatajului şi se dirijează presiunea prin răpirea rîndului 2 de stîlpi.

Pe fiecare schimb sînt repartizaţi cîte 12 muncitori care execută operaţiile din abataj în echipe de lucru formate din doi şi trei muncitori, fie-

Tabela 2

Denumirea indicelui	Mărimea indicelui
Lungimea abatajului, m	53
Grosimea feliei, m	2,8
Producția de cărbune ciclu, t	268
Numărul ciclurilor în 24 ore	1
Posturi în 24 ore	36
Producție pe lună, t	6 838
Productivitatea muncii, t/p	7,3
Avansarea frontului pe ciclu, m	1,26

care echipă fiind condusă de cîte un miner cu experiență.

Indicii tehnico-economici planificați sînt redați în tabela 2.

CONCLUZII

1. Stratul 3 blocul VIII de la E. M. Vulcan se pretează la tăiere mecanică cu combina și acest lucru este posibil chiar în condițiile de tavan artificial.

2. Tăierea mecanică cu combina în stratul 3 bloc VIII este o cale sigură de creștere a productivității muncii.

3. Tavanul artificial creat din împletitură de plasă metalică este prea elastic în construcția actuală, fiind necesare elemente mai multe de rigidizare (platbanda metalică, toroane de funie etc.).

4. Prinderea frontului de cărbune în vederea evitării desprinderilor de la partea superioară este absolut necesară în timpul executării operațiilor de ripare, răpire și dirijare. În acest sens se pot folosi grinzi verticale confecționate special pentru acest lucru.

5. Chiar în strate groase, de mică extindere, pe direcție și cu condiții tectonice mai complexe, este posibilă aplicarea metodei de exploatare cu abataje frontale orizontale și folosirea în cadrul acestei metode a tuturor elementelor moderne de susținere și tăiere.

(Articolul a intrat în redacție în luna mai 1968).

CONFERINȚA NAȚIONALĂ DE TEHNICA MINIERĂ

București 28—30 noiembrie 1968

Ministerul Minelor în colaborare cu Consiliul Național al Cercetării Științifice și Consiliul Național al Inginerilor și Tehnicienilor organizează la București în sala mică a Palatului R.S.R. în zilele de 28—30 noiembrie 1968, CONFERINȚA NAȚIONALĂ DE TEHNICĂ MINIERĂ

În cadrul Conferinței se vor dezbate probleme referitoare la geologia și tehnica minieră, prepararea substanțelor minerale utile și mecanizare-automatizare.

Cei ce doresc să participe la lucrările Conferinței (circa 450 ingineri și tehnicieni) urmează să se înscrie la Comisiile inginerilor și tehnicienilor din întreprinderile miniere pe baza condițiilor prevăzute în „Informarea prealabilă" ce se găsește la toate unitățile cu specific minier.

Adresa Secretariatului Conferinței Naționale de Tehnică Minieră:
MINISTERUL MINELOR, OFICIUL DE DOCUMENTARE ȘI PUBLICAȚII TEHNICE
Calea Victoriei nr. 109, Sector 1 — București

Utilizarea hidrocicloanelor la forajul cu sondeze

Ing. Gh. Costache

Tipul de hidrociclon mai frecvent folosit este cel de formă conică construit de olandezul M. G. Driessen în perioada celui de-al doilea război mondial. În această perioadă au mai apărut hidrocicloane cilindrice sau de formă sferică, hidrocicloane elicoidale, turbocicloane, dar nici unul dintre acestea nu poate concura cu succes hidrociclonul de formă conică.

Utilizarea hidrocicloanelor se bazează pe folosirea efectului forței centrifuge. Principiul de funcționare este același ca la cicloanele

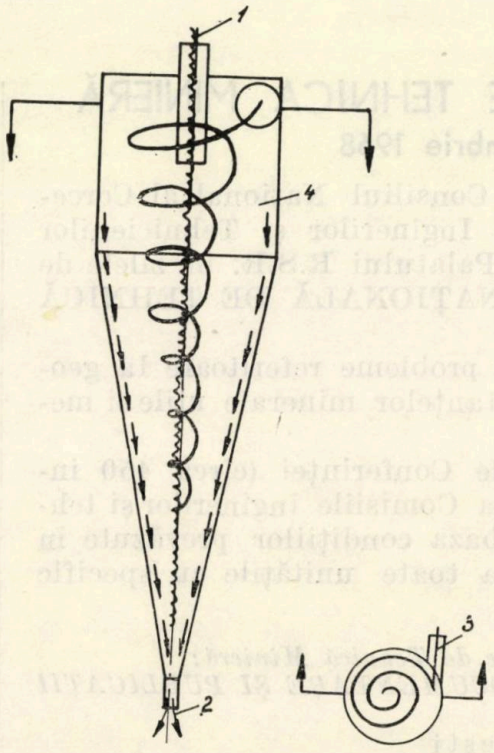


Fig. 1. Traiectoria spirală a vînei de lichid și mișcarea solidului separat de-a lungul peretelui :
1 – evacuarea fluidului curățat (ajutajul superior); *2* – evacuarea fluidului cu concentrație mare de solide (ajutajul inferior); *3* – ajutajul tangențial pentru alimentare cu fluidul ce trebuie curățat; *4* – corpul cilindric; *5* – corpul conic.

obișnuite care lucrează în mediu uscat. Deosebirea constă în faptul că lucrează umed, adică separarea se face în mediu lichid, iar dimensiunile hidrocicloanelor sînt mult mai mici.

Față de rezultatele obținute în diferitele ramuri ale industriei se poate afirma că acestea au o utilizare cu caracter universal.

În tehnologia forajului cu sondeze, curățirea fluidului de solide incluse în timpul forajului este o problemă foarte importantă.

Ca urmare a acestei necesități de prim ordin în forajul de explorare cu sondeze și a rezultatelor bune obținute în alte sectoare, toate instalațiile de foraj proiectate și fabricate începînd cu anul 1966, din seria SG, sînt prevăzute cu instalații speciale de circulație, preparare, depozitare și curățire a noroiului de foraj.

Instalația de noroi constă dintr-un număr de habe metalice legate între ele cu jgheaburi, pîlnii de amestec, pușcă, hidrocicloane, furtun etc.

Circulația noroiului se realizează cu pompe cu piston, furtune de aspirație și de refulare. Prepararea noroiului se face cu o pîlnie de amestec, iar agitarea este asigurată de o pușcă.

Pînă în anul 1966, instalațiile fabricate în țară, fie importate, au fost echipate numai cu habe.

Extinderea forajului cu diamante impune o atenție și mai mare asupra curățirii fluidului de foraj, deoarece nisipul reduce mult durata coroanei, făcînd să crească prețul de cost.

I. DESCRIEREA ȘI MODUL DE FUNCȚIONARE

Ușurința cu care hidrociclonul poate fi intercalat în procesul tehnologic, dimensiunile lui reduse, siguranța în funcționare, lipsa elementelor în mișcare, construcția simplă, costul redus ca investiție, mărirea duratei sculelor pentru dislocarea rocilor, reducerea uzurii materialului tubular, duc la ieftinirea metrului forat.

În figura 1 se vede că hidrociclonul este alcătuit dintr-un corp cilindric *4*, racordat la un corp conic *5*. Corpul cilindric este prevăzut cu un ajutaj tangențial de alimentare *3*, prin care se introduce, sub presiunea corespunzătoare, fluidul de foraj care urmează să fie curățit și un ajutaj central de ieșire, prelungit spre interior, prin care se evacuează fluidul

curăţit de corpuri solide *1*. Corpul conic se termină cu ajutaj *2* prin care se evacuează materialul ce trebuie îndepărtat din fluidul de foraj.

Pentru ca separarea unei suspensii în hidrociclon să fie practic posibilă, este necesar:

— viscozitatea lichidului purtător să nu fie prea mare (peste 80 s), atît prin natura sa, cît şi printr-o concentrare mare a fazei solide (peste 20% nisip);

— să fie o diferenţă de greutate specifică între solidele în suspensie şi mediul lichid purtător.

— particula solidă, ce urmează a fi separată, să nu fie prea mică (sub 50 microni).

Procesul de separare în hidrociclon se pote compara cu sedimentarea într-un decantor static, dar în hidrociclon se adaugă forţe mult mai mari decît gravitatea şi, în consecinţă, separarea se produce în fracţiuni de secundă.

În cazul hidrociclonului, intră în joc forţa centrifugală care, în funcţie de viteza de alimentare şi de diametrul părţii cilindrice a hidrociclonului, poate atinge uşor valori mult mai mari decît gravitatea.

În momentul cînd vîna de lichid intră prin orificiul tangenţial în hidrociclon şi este deviată din linia dreaptă iniţială, se naşte o forţă centrifugală care tinde să scoată particula din vîna de lichid şi s-o proiecteze spre peretele hidrociclonului.

Traiectoria suspensiei intrate în hidrociclon este în formă spirală, întîi descendentă spre vîrful conului şi apoi ascendentă în miezul vîrtejului spre ajutajul superior.

Forţa centrifugală va împinge orice particulă în supensie cu greutatea specifică mai mare decît cea a lichidului purtător şi de la o mărime anumită, spre periferie. Ajungînd la perete, particula se va freca de el şi va pierde viteza de care a fost animată, atîta timp cît se află în vîna de lichid cu care a intrat prin ajutajul tangenţial al hidrociclonului.

În imediata apropiere a peretelui există un strat de lichid a cărui viteză este relativ mică, care se îmbogăţeşte cu particule solide şi care alimentează ajutajul inferior (fig. 1).

Nu toate particulele de greutate specifică şi mărime corespunzătoare sînt evaluate prin ajutajul inferior, pentru că la întoarcerea traiectoriei spirale din porţiunea descendentă, la cea ascendentă, o parte din particule sînt antrenate, cele care în mod teoretic ar fi trebuit să părăsească hidrociclonul prin ajutajul inferior.

Aceste particule sînt antrenate de vîrtejul ascendent şi forţa centrifugală le împinge din nou spre periferie sau uneori scapă prin ajutajul superior.

În unele cazuri efectul de reantrenare a acestor particule este mărit atunci cînd ajutajul superior pentru evacuarea fluidului curăţat este mare şi scurgerea prin ajutajul inferior se face în aer liber.

Efectul de reantrenare a acestor particule este mărit atunci cînd ajutajul este mare şi scurgerea se face în aer liber.

În acest caz depresiunea puternică din miezul vîrtejului formează un tub central care aspiră aer prin ajutajul inferior (fig. 2).

Aerul, intrînd în viteză mare, antrenează părţi din partea concentrată cu particule solide şi astfel se măreşte în mod necorespunzător procentul de particule mari prin ajutajul superior. Cînd orificiul ajutajului inferior, cum este cazul hidrocicloanelor studiate, este destul de mic, nu se mai produce tubul de aer central, fiindcă scurgerea inferioară, devenind foarte consistentă, părăseşte ajutajul inferior, obturînd întregul orificiul şi nu mai permite intrarea aerului; o parte din particulele solide nu mai reuşesc să iasă prin orificiul ajutajului inferior şi apar, în mod abundent, în mod nedorit, în scurgerea prin ajutajul superior.

Evitarea tubului de aer central, dăunător unei separări mai pretenţioase, se poate rezolva prin imersarea ajutajului inferior în vasul colector (fig. 3). În acest caz aerul nu mai are acces în hidrociclon şi separarea se face în bune condiţii.

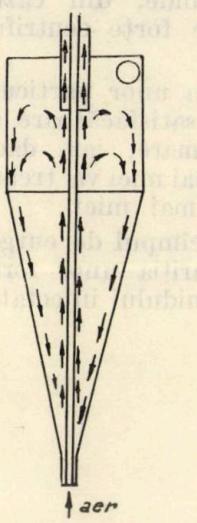


Fig. 2. Tub de aer în mie zul vîrtejului şi reantrenarea particulelor separate.

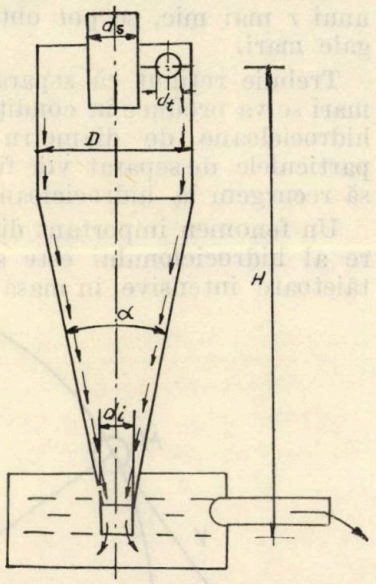


Fig. 3. Imersarea ajutajului inferior pentru împiedicarea aspirării aerului.

În ceea ce priveşte separarea particulelor mici, va trebui să producem forţe centrifugale mai mari, care se pot obţine în două feluri:

a — prin viteză tangenţială mare;

b — prin rază de curbură mică a traiectoriei.

Într-adevăr, dacă analizăm expresia forței centrifuge C

$$C = M\frac{v_t^2}{r}$$

care se exercită asupra unei particule de masă M, în mișcare cu viteza tangențională v_t, pe o traiectorie curbă cu rază de rotire r în punctul respectiv (fig. 4) și mai ținem seama că viteza tangențială este:

$$v = \sqrt{2gh}$$

în care:

g este accelerația gravitației;
h — presiunea hidrostatică care produce viteza v

și exprimînd pe v prin h, se va obține:

$$C = M \cdot \frac{2 \cdot g \cdot h}{r} = A\frac{h}{r}$$

Din relația obținută se vede că forța centrifugă crește proporțional cu h și invers proporțional cu r.

În concluzie, se poate spune că cu cît particula de separat va fi mai mică, va trebui să alegem un h, respectiv o presiune de alimentare a hidrociclonului mai mare, sau o rază de curbură mai mică, respectiv un hidrociclon de diametru mai mic.

De preferat este să ne orientăm spre hidrocicloane de diametru mic unde, din cazul unui r mai mic, se pot obține forțe centrifugale mari.

Trebuie reținut că separarea unor particule mari se va produce în condiții satisfăcătoare în hidrocicloane de diametru mare, iar dacă particulele de separat vor fi mai mici va trebui să recurgem la hidrocicloane mai mici.

Un fenomen important din cîmpul de curgere al hidrociclonului este apariția unor forțe tăietoare intensive în masa fluidului injectate.

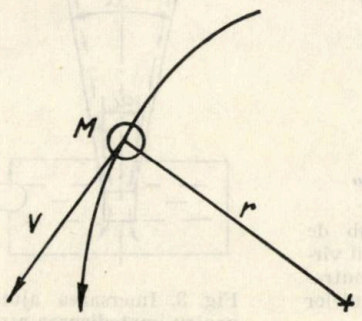


Fig. 4. Forța centrifugă ce se exercită asupra unei particule de masă M.

Rotația fluidului în hidrociclon se produce prin injectarea tangențială și în consecință numărul de ture pe unitatea de timp crește de la periferie spre centru. Dacă considerăm două particule învecinate, aflate pe două traiectorii concentrice vecine, ele vor avea viteze unghiulare diferite, dînd loc la forțele tăietoare amintite.

Datorită intensității mari a forțelor tăietoare din fluidul aflat în mișcare în hidrociclon, orice aglomerare de particule nu este posibilă și eventualele aglomerări existente inițial vor fi puternic solicitate pentru a fi desfăcute.

În ceea ce privește poziția de funcționare a hidrociclonului, se poate spune că funcționează în orice poziție, pentru că forțele active de separare sînt mult mai mari decît gravitatea care, în asemenea condiții, nu mai are nici un efect asupra separării în circulație.

II. DIMENSIONAREA HIDROCICLONULUI

Dimensiunile hidrociclonului nu pot fi alese în mod arbitrar. Diametrul părții cilindrice D (fig. 3) determină accelerația centrifugală în cîmpul căreia are loc separarea suspensiilor. Suspensiile fine necesită forțe centrifugale superioare, din cauză că în cursul separării intervin forțe de frecare mai mari. Astfel, diametrul hidrociclonului determină granulația limită a suspensiei, care poate fi încă separată.

La determinarea acestui diametru trebuie să se aibă în vedere o serie de factori care influențează gradul de separare și anume:

— diferența greutăților specifice a celor două faze lichid-solid;
— viscozitatea;
— concentrația;
— forma particulei etc.

Față de acești factori, se vede că rezolvarea acestei probleme nu este posibilă printr-un calcul precis din cauza diversității atît de mari de parametri. Acest lucru nu prezintă însă un inconvenient deoarece construirea unui hidrociclon experimental este un lucru ușor de realizat și puțin costisitor. Din cele arătate mai sus rezultă că este important să înțelegem bine fenomenele ce se petrec în hidrociclon, să cunoaștem interdependența diferiților parametri ca să ajungem pe cale experimentală la o instalație convenabilă, atît din punct de vedere tehnologic, cît și economic.

Pe baza experimentărilor se recomandă următoarele relații (fig. 3) pentru hidrocicloanele folosite la forajul cu sondeze.

$$d_s = \frac{D}{2{,}5} \cdots \frac{D}{3{,}5}$$

$$d_t = \frac{d_s}{2} \cdots \frac{d_s}{3}$$

$$H = 3D \cdots 4D$$

$$d_t = \frac{D}{3} \cdots \frac{D}{4}$$

$$\alpha = 18° - 22°$$

Tabela 1

Influența greutății specifice și presiunii de intrare a noroiului în hidrociclon asupra capacității lui

Densitatea noroiului	1,145 kgf/dm³						1,265 kgf/cm²					
Dimensiunile hidrociclonului	6 in		4 in		3 in		6 in		4 in		3 in	
Debitul hidrociclonului Presiunea de intrare în hidrociclon	l/min	l/s	l/min	l/s	l/min	l/s	l/min	l/s	l/min	l/s	l/min	l/s
1,4 kgf/cm²	284	4,74	117	1,95	49	0,82	257	4,28	113	1,88	45	0,75
2,8 kgf/cm²	416	6,95	116	2,77	60	1,0	378	6,30	163	2,72	57	0,95
4,2 kgf/cm²	510	8,5	205	3,42	68	1,14	438	7,30	200	3,34	64	1,07

în care :

D este diametrul părții cilindrice ;
d_s — diamterul scurgerii superioare ;
d_i — diametrul scurgerii inferioare ;
d_t — diametrul ajutajului de intrare ;
H — înălțimea hidrociclonului ;
α — unghiul de înclinare.

III. DATE EXPERIMENTALE

Diferite firme din S.U.A. construiesc hidrocicloane de diverse mărimi, de la 12 in (300 mm) la 2 in (50 mm). Din încercările efectuate în șantiere și redate de aceste firme se desprind următoarele :

— pierderile de noroi sînt de 0,8—1% ;
— presiunea de intrare crește pe măsură ce crește greutatea specifică a fluidului de foraj ;
— pentru greutatea specifică a noroiului mai mică de 1,2 kgf/dm³, presiunea de intrare este mică ;
— se pot separa particule cu granulația pînă la 0,05 mm ;
— cu creșterea viscozității, la presiune constantă la intrare, scade separarea particulelor.

Pentru alegerea dimensiunii hidrociclonului în funcție de debit și presiune și pentru separări de anumite particule, firma Demco recomandă diagrama din figura 5, iar funcționarea optimă o recomandă în diagrama din figura 6.

Firma Pioneer—Centrifuging, pentru diferite dimensiuni de hidrocicloane, indică o serie de valori obținute pe care le recomandă în tabela 1, reprezentate în diagrama din figura 7, iar debitele orientative în tabela 2.

Tabela 2

Debite în funcție de dimensiunea hidrociclonului

Dimensiunea hidrociclonului		12 in 300 mm	8 in 200 mm	8 in 150 mm	4 in 100 mm	3 in 75 mm
Debit	l/s	26	12,5	7	2,8	1
	l/min	1 150	750	420	170	60

La noi în țară, în cadrul Ministerului Industriei Construcțiilor de Mașini, s-au proiectat la I.P.C.U.P. hidrocicloane cu diametrele de 100 și 70 mm. Rezultatele obținute sînt date în tabela 3, pe baza cărora s-au reprezentat grafic figurile 8 și 9.

Granulometria detritusului s-a reprezentat grafic în figurile 10 și 11.

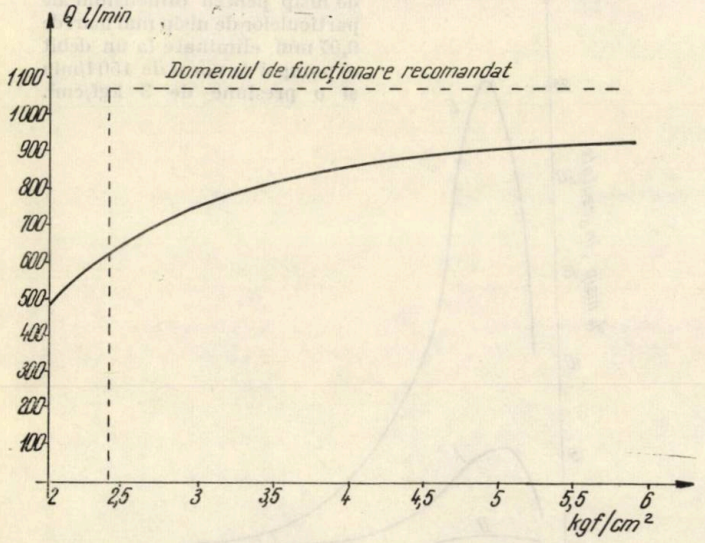


Fig. 5. Debitul în funcție de presiune și domeniul optim de utilizare pentru un hidrociclon de 8 in (firma Demco).

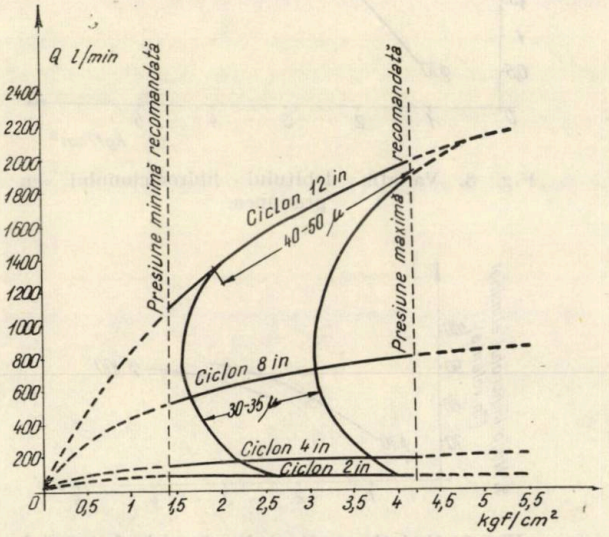


Fig. 6. Domeniul optim de utilizare al hidrocicloanelor (firma Demco).

Tabela 3

Date obţinute la încercarea hidrociclonului cu diametrele de 100 şi 70 mm

Diametrul hidrociclonului, mm	Cantitate pompată	Debit, l/s	Presiunea, kgf/cm²	Caracteristicile noroiului								Colectat, l	Pierderi noroi, %
				Intrare			Ieşire			duză			
				kgf/dm³	Viscozitate	nisip, %	kgf/dm³	Viscozitate	nisip, %	kgf/dm³	nisip, %		
100	625	3,2	2,5	1,15	45	6,5	1,14	37	2,2	1,73	86	10	0,225
	504	3,5	4,0	1,15	32	1,75	—	31	0,8	1,66	89	10	0,218
70	600	1,0	1,5	1,2	32	12	1,18	30	10	1,6	70	10	0,50
	602	1,4	2						8	1,65	85	10	0,25
	750	2,5	3						7	1,7	90	10	0,13

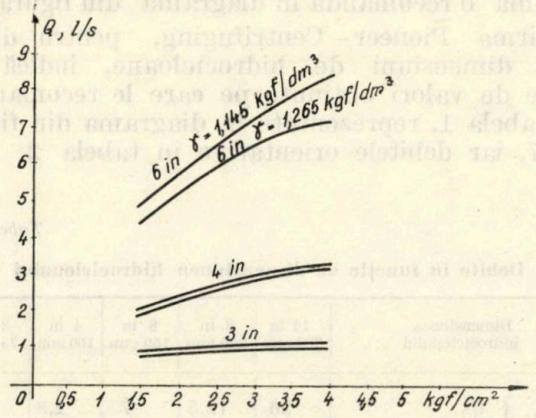


Fig. 7. Influenţa greutăţii specifice şi presiunii de intrare a noroiului în hidrociclon asupra capacităţii hidrociclonului (firma Pioneer-Centrifuging).

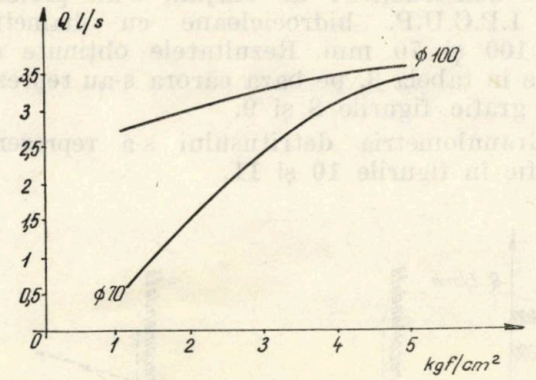


Fig. 8. Variaţia debitului hidrociclonului cu presiunea.

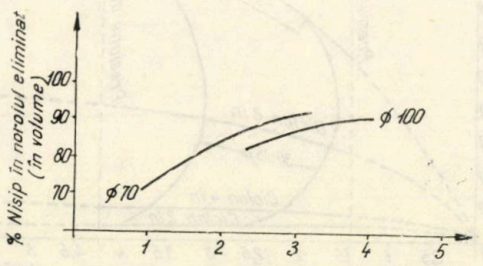


Fig. 9. Variaţia conţinutului de nisip în noroiul eliminat la duză.

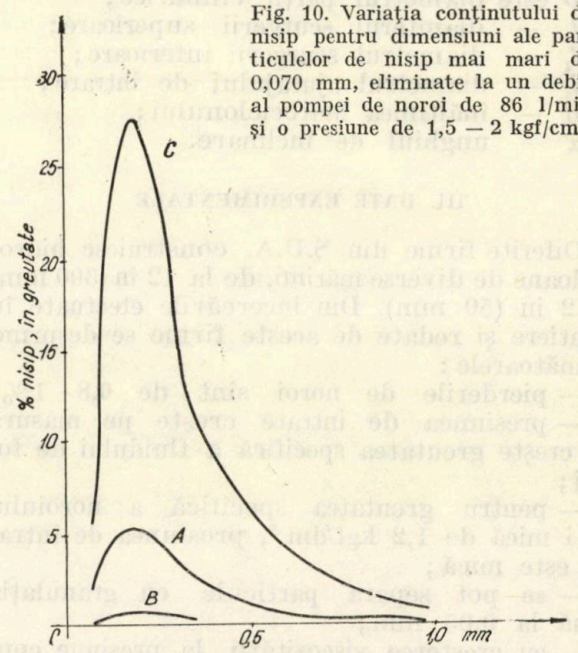


Fig. 10. Variaţia conţinutului de nisip pentru dimensiuni ale particulelor de nisip mai mari de 0,070 mm, eliminate la un debit al pompei de noroi de 86 l/min şi o presiune de 1,5 — 2 kgf/cm².

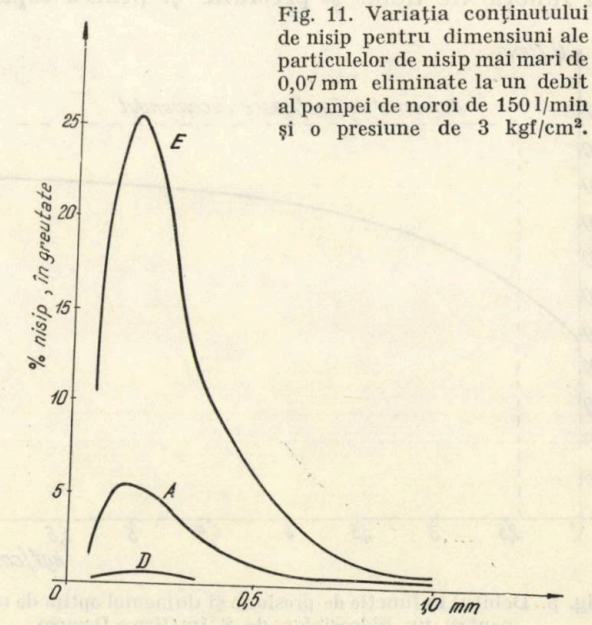


Fig. 11. Variaţia conţinutului de nisip pentru dimensiuni ale particulelor de nisip mai mari de 0,07 mm eliminate la un debit al pompei de noroi de 150 l/min şi o presiune de 3 kgf/cm².

Diagramele şi tabelele de mai sus rezultă din experienţe efectuate la un foraj la care s-a forat succesiv cu coroane cu inserţii din carburi metalice şi cu diamante. Noroiul folosit a fost pe bază de humă şi trassgel.

În datele prezentate în tabelele 3 şi 4 se observă că după un timp relativ scurt procentul de nisip scade de la 12 la 0,8%. În toate cazurile examinate, îngroşatul are un conţinut ridicat de nisip (70—90% solide).

Se remarcă faptul că dimensiunile particulelor separate variază între 1 mm şi 70 microni.

Uneori în evacuarea hidrociclonului s-au găsit şi fracţiuni mai mari, ajungînd pînă la 3 mm diametru.

Operaţia de curăţire se face pornind cu debite şi presiuni mici de intrare apoi, pe măsura separării, parametrii de alimentare cu fluid se măresc pînă la o curăţire convenabilă a noroiului de foraj.

CONCLUZII

1. Hidrocicloanele proiectate la I. P. C. U. P. pentru instalaţiile de foraj SG dau rezultate satisfăcătoare.

2. Hidrocicloanele cu diametrele de 100 şi 70 mm funcţionează bine la o presiune de intrare de la 2 la 4,5 kgf/cm².

3. Hidrociclonul cu diametrul de 100 mm funcţionează normal la un debit de 180—240 l/min, iar cel de 70 mm la un debit de 70—150 l/min.

4. Prin eliminarea nisipului din noroi se micşorează uzura sistemului de circulaţie şi a sculelor pentru dislocarea la talpă.

5. Hidrociclonul duce la o economie directă de material şi manoperă.

După cantitatea de nisip mai mică sau mai mare care intră în noroi, se va trece noroiul prin hidrociclon o dată sau de mai multe ori pe zi.

Prin generalizarea acestui dispozitiv descris ne putem aştepta la economii importante de material pentru format noroi, de utilaj necesar circulaţiei şi scule pentru dislocarea rocilor, ducînd la mărirea vitezei de forare, obţinînd micşorarea preţului de cost şi mărirea productivităţii muncii.

(Articolul a intrat în redacţie în luna februarie 1968)

BIBLIOGRAFIE

[1] Cojocaru, M. *Îmbunătăţirea regimului de foraj.* Ed. tehnică, 1959.

[2] Olănescu, M. *Săparea sondelor.* Ed. didactică, 1967.

[3] xxx *Studiu tehnic privind experimentarea hidrocicloanelor.* I.P.C.U.P., 1967.

[4] Dinter, O. *Hidrocicloanele şi folosirea lor.* Ed. tehnică, 1965.

Consideraţii privind posibilităţile de concentrare a minereurilor uranifere cu conţinut de polimeri organici superiori (hidrocarburi solide)

N. Frăţilă, Elvira Jude şi Anişoara Andronescu

Minereurile de uraniu sînt foarte complexe şi variate. Din punct de vedere industrial, cele mai importante minerale de uraniu sînt : grupa oxizilor de uraniu (uraninitul şi pechblenda), grupa micelor uranifere (fosfaţi şi vanadaţi), branneritul (oxid de U şi Ti, cu T. R., Ca, Th şi Fe) şi coffinitul (silicat de uraniu).

Pentru prelucrarea minereurilor de uraniu se folosesc metode de preparare mecanică, fizico-chimice şi chimice.

În prezent, procedeele hidrometalurgice constituie metoda de prelucrare, cel mai frecvent folosită, pentru minereurile de uraniu, care conţin peste 0,10% U_3O_8.

Metodele de prelucrare chimică, fiind mai costisitoare, este indicat să se execute o prelucrare preliminară, prin procedee de preparare mecanică, mai ales în cazul obţinerii unei extracţii ridicate în uraniu, în concentrate sărace.

Prepararea mecanică, prealabilă, micşorează cheltuielile pentru transportul minereului, măreşte productivitatea uzinelor metalurgice etc.

Deosebit de importantă este preconcentrarea minereurilor care conţin minerale greu solubile în soluţii acide (de exemplu tantaloniobaţii) întrucît în acest caz ar fi necesară tratarea cu acid concentrat a întregii cantităţi de minereu, ceea ce este neeconomic [4].

Metodele de preparare mecanică îşi găsesc aplicarea din ce în ce mai mult la prelucrarea minereurilor de uraniu sărace şi complexe, precum şi la minereuri netrecute în bilanţul rezervelor de minereu, pentru a le transforma în minereuri industriale.

În funcţie de compoziţia mineralogică a minereului, de caracterul şi diseminarea mineralelor de uraniu, se pot aplica diferite metode ca : sortarea radiometrică, prepararea gravitaţională, flotaţia, separarea electrostatică şi altele.

În cazul utilizării sortării radiometrice, se reduce volumul de minereu care vine la prelucrarea hidrometalurgică cu 10—30% şi mai mult, crescînd în mod corespunzător conţinutul de uraniu.

Metodele gravitaţionale dau rezultate bune la prepararea minereurilor în care mineralele componente sînt de dimensiuni mari şi cu greutăţi specifice diferite.

Prepararea gravitaţională poate fi folosită independent sau în combinaţie cu alte metode.

Spre exemplu, în Suedia, la Ranstad, se aplică separarea în suspensii grele, pentru un minereu uranifer, exploatat de către Aktiebogat Atomenergi [5], folosindu-se ca mediu de separare o suspensie de magnetită cu greutatea specifică de 2,30 g/cm ^{3}, reuşindu-se să se separe carbonaţii ($\delta = 2{,}60$ g/cm ^{3}) de şist ($\delta = 2{,}10-2{,}30$ g/cm ^{3}), iar la mina Radium Hill (Australia), prepararea gravitaţională (separarea în suspensii grele) se asociază cu flotaţia şi separarea magnetică [4].

Prin flotaţie se pot urmări cele mai diferite scopuri şi anume : flotaţia mineralelor de uraniu propriu-zise sau a purtătorilor de uraniu, eliminarea din minereu a impurităţilor dăunătoare, mai ales a carbonaţilor şi extragerea din minereu a altor componenţi utili, ca sulfuri de Fe, Cu şi altele [3, 4].

Separarea electrostatică poate fi folosită ca metodă pentru îmbunătăţirea calităţilor produselor sărace [6].

Un interes deosebit se manifestă pentru preconcentrarea minereurilor uranifere cu conţinut de polimeri organici superiori (hidrocarburi solide).

În această direcţie, s-au efectuat o serie de cercetări [1], în vederea determinării posibilităţilor de concentrare a acestui tip de minereu uranifer prin procedee gravitaţionale sau flotaţie.

Lucrarea de faţă cuprinde o parte din cercetările efectuate pentru determinarea gradului de preparabilitate a acestui mineru prin metode gravitaţionale [1].

Caracteristic pentru minereul studiat este faptul că urnaiul (U^{4+} şi U^{6+}), sub formă de oxizi, este însoţit permanent de hidrocarburi solide, anizotrope, fiind dispersat în acestea formînd împreună lentile, cuiburi şi vinişoare, cu forme şi dimensiuni variabile (fig. 1).

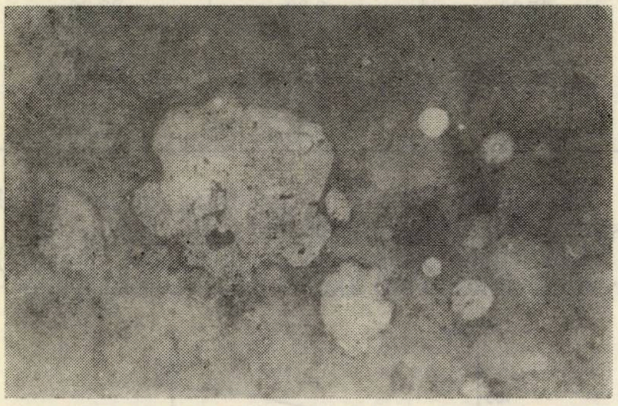


Fig. 1. Depuneri de hidrocarburi solide, cu relicte de oxid de U, neuniform distribuite în carbonaţi. x 60.

Hidrocarburile solide formează depuneri a căror dimensiuni variază de la 0,01 mm la cîţiva centimetri.

Analiza chimică a acestor hidrocarburi a dat următoarea compoziţie: C = 89%; H = = 7%; conţinutul de cenuşă foarte scăzut.

Oxizii de uraniu apar în granule cu dimensiuni care variază între 0,02 şi 0,10 mm (dimensiunea medie fiind de 0,080 mm), iar sulfurile apar ca relicte în masa de hidrocarburi solide, anizotrope, ce conţin granule de oxizi de uraniu; dimensiunea medie a grăunţilor de sulfuri este de 0,10 mm.

Sterilul este alcătuit din: carbonaţi (de Ca Mg şi Fe), cuarţ şi fragmente de şisturi micacee.

În funcţie de dimensiunea şi modul de răspîndire în minereu a hidrocarburilor solide anizotrope, pentru preconcentrare s-a aplicat procedeul gravitaţional sau flotaţia.

Determinarea gradului de preparabilitate a acestui minereu prin metode gravitaţionale s-a făcut prin analize densimetrice.

Au fost utilizate soluţiile Thoulet ($\delta = 3{,}14$ g/cm ^{3}) şi Clerici ($\delta = 4{,}10$ g/cm ^{3}).

Încercările au fost efectuate cu minereu sfărîmat la 5,0 mm şi clasat.

Conţinutul în hidrocarburi solide a fost de 5—7%.

Indicii pentru uraniu, realizaţi prin tratarea în lichide grele a minereului pe clase granulometrice, sînt prezentaţi în tabela 1.

Analiza datelor din tabela 1 permite să se tragă concluzia că prin tratarea în lichide grele, uraniul din toate clasele granulometrice se concentrează în fracţiile de greutate uşoară ($\delta < 2{,}810$ g/cm^3) şi grea ($\delta > 2{,}941$ g/cm ^{3}) gradul de îmbogăţire fiind de 1,50—1,90 la extracţii de metal de 68—71% pentru fracţia uşoară, iar pentru fracţia grea, gradul de îmbogăţire este de 1,3 — 4,7, la extracţii de metal variind între 22 şi 35%.

Tabela 1

Clasa, mm	Greutatea specifică, g/cm^3	Extracţia în greutate, %	Extracţia de metal, %	Grad de îmbogăţire, i
2,50—5,00	—2,810	35,63	68,00	1,900
	2,810—2,875	15,32	2,50	0,164
	2,875—2,941	29,88	4,50	0,150
	+2,941	19,17	25,00	1,300
Alimentare clasă		100,00	100,00	1,000
1,25—2,50	—2,810	40,50	71,00	1,750
	2,810—2,875	28,00	4,22	0,157
	2,875—2,941	21,00	2,59	0,118
	+2,941	10,50	22,19	2,070
Alimentare clasă		100,00	100,00	1,000
0,40—1,25	—2,810	41,40	68,50	1,550
	2,810—2,875	15,50	3,40	0,226
	2,875—2,941	28,70	2,65	0,095
	+2,941	14,40	25,45	2,260
Alimentare clasă		100,00	100,00	1,000
0,00—0,40	—2,810	42,40	54,00	1,500
	2,810—2,875	17,30	4,00	0,180
	2,875—2,941	32,30	10,95	0,446
	+2,941	8,00	25,45	4,700
Alimentare clasă		100,00	100,00	1,000

Tabela 2

Greutatea specifică, δ, g/cm³	Extracția în greutate, %	Indici pentru uraniu		Indici pentru sulf	
		$i = \frac{c}{a}$	m, %	conținut în sulf, %	m, %
−2,810	40,57	1,630	67,20	0,39	28,30
2,810−2,875	21,15	0,174	3,78	0,23	8,70
2,875−2,941	25,99	0,124	3,40	0,20	9,50
+2,941	12,29	2,210	25,62	2,34	53,50
Alimentare	100,00	1,000	100,00	0,56	100,00

Rezultate mai puțin satisfăcătoare s-au obținut prin tratarea clasei 0—0,40 mm, din cauza schimbării proprietăților mediului de separare (viscozitate etc.), schimbare datorată fineții înaintate a materialului.

În tabela 2 sînt prezentați indicii tehnologici pentru uraniu și sulf, obținuți la analiza densimetrică a minereului inițial (0—5 mm).

Extracția de metal (pentru uraniu) ridicată, în fracția ușoară (tabela 2), se datorează asocierii mineralelor de uraniu cu hidrocarburile solide, care au o greutate specifică mică (1,8 —2,2 g/cm³).

În fracția grea ($\delta > 2{,}941$ g/cm³) se concentrează mineralele de uraniu asociate cu hidrocarburi solide și sulfuri (predominînd acestea din urmă) sau mineralele de uraniu dezasociate parțial sau total de hidrocarburi și mineralele de gangă, în cazul claselor fine.

În fracțiile ușoară și grea se concentrează 53% din minereu, la o extracție de metal de circa 93% și un grad de îmbogățire de 1,76.

Rezultă că se poate îndepărta din minereu o cantitate de 47%, cu o pierdere de metal de 7%, pierdere care se reduce prin remăcinarea și retratarea pe linie gravitațională a acestui produs intermediar (mixte).

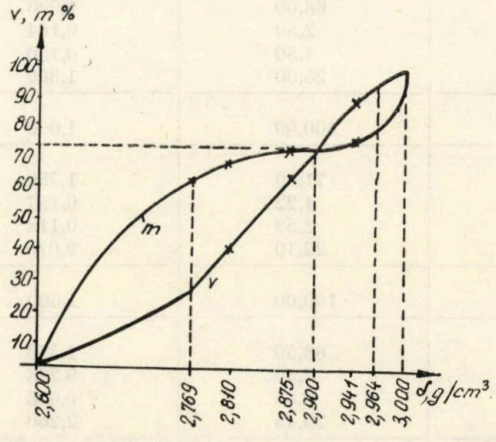


Fig. 2. Curbele extracției în greutate și metal.

Interpretarea corectă a rezultatelor analizelor densimetrice se face cu ajutorul curbelor densimetrice, calculate pe baza indicilor tehnologici cuprinși în tabela 2.

Curbele extracției în greutate și de metal sînt prezentate în diagramele din figura 2.

Din curba extracției în greutate $v = f(\delta)$ rezultă că minereul din proba cercetată are greutatea specifică cuprinsă între 2,60 și 3,00 g/cm³.

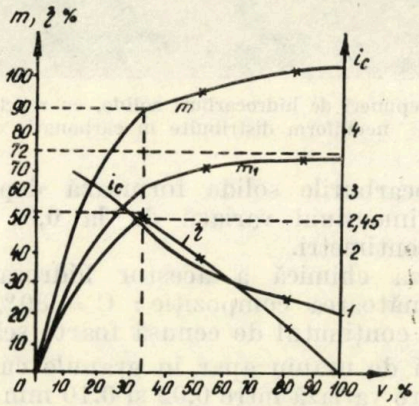


Fig. 3. Curbele densimetrice pentru fracțiile cu $\delta < 2{,}90$ g/cm³.

La greutatea specifică de 2,90 g/cm³, curbele extracției în greutate și metal prezintă un punct de inflexiune.

Pînă la această valoare a greutății specifice conținuturile în uraniu ale minereului descresc pe măsura creșterii greutății specifice, după care mărimea valorii greutății specifice a minereului are sensul creșterii conținutului în uraniu al fracțiilor de greutate.

Pentru o analiză densimetrică corectă și pentru a face posibilă calcularea curbelor densimetrice, este necesar ca înainte de efectuarea analizei densimetrice propriu-zise, minereul să fie divizat în două produse, după greutatea specifică de 2,900 g/cm³, urmînd ca fiecare din aceste produse (produsul — fracțiile — cu $\delta < 2{,}900$ g/cm³ și produsul cu $\delta > 2{,}900$ g/cm³) să fie tratat separat.

În figura 3 sînt prezentate diagramele curbelor densimetrice m, i_c, $\eta = f(V)$ pentru produsul cu $\delta < 2{,}900$ g/cm³, iar în figura 4 sînt cuprinse curbele V, m, i_c, $\eta = f(\delta)$ și V_i, $m_i = f(\delta)$, pentru produsul cu $\delta > 2{,}900$ g/cm³ (V_i și m_i = indici raportați la minereul inițial — $\delta = 2{,}60-3{,}00$ g/cm³).

Pentru acest produs, la separarea în lichide grele se obține un randament tehnologic maxim de 51,50% căruia îi corespund următorii indici tehnologici (raportați la produsul cu $\delta < 2{,}900$ g/cm³): $V = 35\%$; $m = 86{,}60\%$; $i = 2{,}45$, sau $V_i = 25{,}27\%$; $m_i = 62{,}60\%$; $i_i = 2{,}36$.

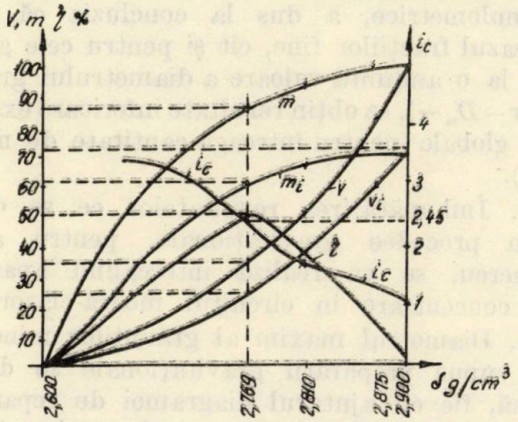


Fig. 4. Curbele V, m, $i_c = f(\delta)$ pentru fracțiile cu $\delta < 2{,}90$ g/cm³.

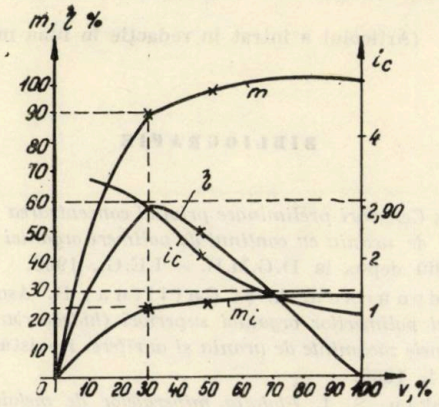


Fig. 5. Curbele densimetrice pentru fracțiile cu $\delta > 2{,}90$ g/cm³.

Randamentul tehnologic maxim s-a obținut la o greutate specifică de separare de 2,769 g/cm³ (fig. 4).

În figura 5 sînt prezentate diagramele curbelor densimetrice m, i_c, $\eta = f(V)$, iar în figura 6 sînt prezentate curbele V, m, i_c, $\eta = f(\delta)$, pentru produsul fracțiilor cu $\delta > 2{,}900$ g/cm³.

Randamentul tehnologic maxim obținut pentru produsul cu $\delta > 2{,}900$ g/cm³ este de 58,10%, corespunzîndu-i indicii tehnologici: $V = 30\%$; $m = 87{,}50\%$, $i = 2{,}90$ sau $V_i = 8{,}34\%$; $m_i = 24{,}40\%$; $i_i = 3{,}34$.

Randametul tehnologic maxim s-a obținut la greutatea specifică a mediului de separare de 2,964 g/cm³ (fig. 6).

Analiza densimetrică a minereului inițial ($\delta = 2{,}60 - 3{,}00$ g/cm³) a dus la un randament tehnologic maxim (calculat pe baza datelor corespunzătoare randamentelor maxime ale celor două produse componente ale minereului inițial) de 54%, revenindu-i următorii indici tehnologici principali: $V = 34\%$; $m = 87\%$; $i = 2{,}56$.

În cazul minereurilor de uraniu, fiind preferabie să se obțină concentrate mai sărace, însă la extracții cît mai mari posibile, nu vom urmări realizarea randamentelor tehnologice maxime în dauna extracțiilor de metal.

În cazul îndepărtării din minereu, prin separare gravitațională, a unei cantități de 50% fracție intermediară, pierderea în uraniu va fi de 8—9%, fără altă retratare a acestui produs.

În diagrama din figura 7 este prezentată repartiția uraniului pe fracții de greutate, în funcție de mărimea grăunților minereului supus tratării.

Extracția de metal totală, în fracția ușoară și grea, tinde spre maxim pentru clasele granulometrice 1,25—5,00 mm.

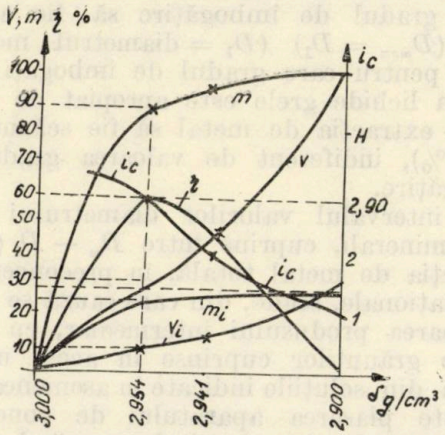


Fig. 6. Curbele V, m, i_c, $\eta = f(\delta)$ pentru fracțiile cu $\delta > 2{,}90$ g/cm³.

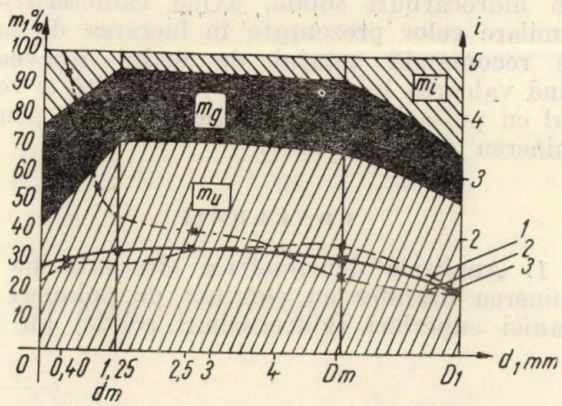


Fig. 7. Repartiția uraniului pe fracții de greutate, în funcție de diametrul claselor granulometrice.

Fracțiilor granulometrice cuprinse între aceste limite le corespund gradul de îmbogățire total cu valoarea cea mai ridicată (i_t).

Din analiza diagramei repartiției uraniului pe fracțiile de greutate și a curbelor gradelor

de îmbogăţire, rezultă că procedeul gravitaţional pentru minereul cu caracteristicile prezentate are eficienţă maximă pentru dimensiuni ale grăunţilor minerali cuprinse între 1,25—5,00 mm.

Extracţia de metal totală va fi cu atît mai ridicată cu cît va fi mai puţin influenţată de extracţia de metal aferentă claselor granulometrice cu diametrul sub 1,25 mm.

Se impune, deci, o reducere considerabilă a cantităţii de minereu din clasele fine, care să fie supusă tratării prin procedee gravitaţionale.

Acest lucru este posibil prin mărirea diametrului maxim al minereului supus prelucrării.

În figura 7, curbele 1, 2 şi 3 reprezintă gradele de îmbogăţire pentru uraniu în fracţia uşoară, grea şi total.

Minereul ce urmează a fi supus preparării gravitaţionale se sfarmă la dimensiunile la care indicii obţinuţi pentru clasa cu D_{max} îndeplinesc una din condiţiile:

a — gradul de îmbogăţire să fie apropiat de 1 ($D_{max} = D_1$) (D_1 = diametrul mediu al clasei pentru care gradul de îmbogăţire obţinut în lichide grele este apropiat de 1), sau

b — extracţia de metal să fie scăzută (sub 5—10%), indiferent de valoarea gradului de îmbogăţire.

În intervalul valorilor diametrului grăunţilor minerali, cuprins între $D_m - D_1$ (fig. 7), extracţia de metal totală, în preconcentratele gravitaţionale, scade, din care cauză se impune sfărîmarea produsului intermediar, cu dimensiunile grăunţilor cuprinse în acest interval.

Una din soluţiile indicate în asemenea situaţii este plasarea aparatului de concentrare gravitaţională în circuitul moară-clasor.

Ca metodă de preconcentrare gravitaţională pentru minereurile uranifere cu conţinut de hidrocarburi solide, avînd caracteristicile similare celor prezentate în lucrarea de faţă, se recomandă zeţajul de înaltă frecvenţă, cînd valoarea lui D_1 (fig. 7) este mică şi zeţajul cu pulsaţii suprapuse ale mediului, pentru minereu grob, neclasat.

CONCLUZII

1. Analizele densimetrice efectuate pe un minereu uranifer cu conţinut de polimeri organici superiori (hidrocarburi solide) au dus la extracţii de metal ridicate, la grade de îmbogăţire de 1,75—1,90, permiţînd totodată să se îndepărteze din minereu o cantitate de 47—50%, sub formă de produs intermediar, cu o pierdere de metal de 7—9%.

2. Analiza rezultatelor obţinute, pe clase granulometrice, a dus la concluzia că, atît în cazul fracţiilor fine, cît şi pentru cele grobe (de la o anumită valoare a diametrului grăunţilor — D_m —), se obţin rezultate inferioare extracţiei globale (pentru întreaga cantitate de minereu).

3. Îmbunătăţirea rezultatelor ce se obţin prin procedee gravitaţionale, pentru acest minereu, se va realiza intercalînd aparatul de concentrare în circuitul moară-clasor.

4. Diametrul maxim al grăunţilor minereului supus preparării gravitaţionale se determină, fie cu ajutorul diagramei de repartiţie a metalului din clasele granulometrice ($m = f(d)$) pe fracţii de greutate, fie cu ajutorul curbei gradului de îmbogăţire ($i = f(d)$).

(Articolul a intrat în redacţie în luna mai 1968).

BIBLIOGRAFIE

[1] x x x *Cercetări preliminare privind concentrarea minereurilor de uraniu cu conţinut de polimeri organici superiori* Studiu depus la D.G.M.R. — I.E.G., 1966.

[2] Andronescu, A. şi Catilina, R. *Asupra prezenţei polimerilor organici superiori (hidrocarburi solide) în unele zăcăminte de uraniu şi aurifere.* Revista Minelor, nr. 4, 1966.

[3] Polkin, S. I. *Flotaţia mineralelor de metale rare şi de staniu,* 1960.

[4] Fişman, M. A. şi Sobolev, D. S. *Practica de preparare a minereurilor de metale neferoase şi rare.* Vol. IV, Gosgortehizdat, 1963.

[5] Olof, H. şi Ragnar, G. *Exploatarea minereurilor sărace de uraniu din Suedia.* Congresul pentru utilizarea energiei atomice în scopuri paşnice, Geneva, 1963.

[6] Vajiakar, S. V. şi Majuamdar, K. K. *Comportarea unor minerale de uraniu obişnuite la separare electrostatică.* Congresul pentru utilizarea energiei atomice în scopuri paşnice, Geneva, 1963.

[7] x x x *Manualul inginerului de mine.* Vol. VI, Ed. tehnică, Bucureşti, 1956.

Particularităţile minereului Suior şi relaţiile aurului nativ cu celelalte minerale

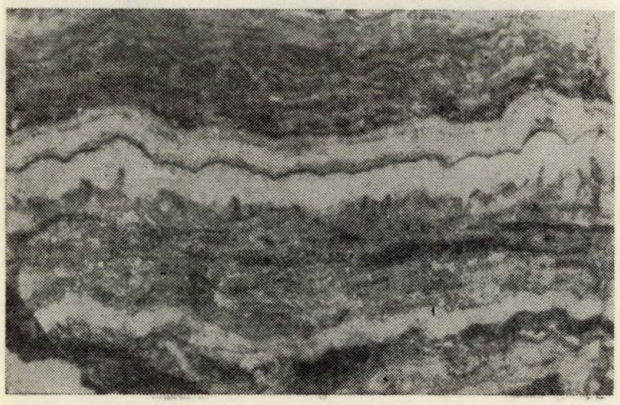
Geol. Tamara Ghiţescu şi dr. ing. P. Ilie

Construcţia minereului Suior prezintă texturi şi structuri care, în procesele de valorificare industrială, provoacă dificultăţi la separarea aurului de celelalte minerale şi duce la pierderi de metal (aur) în steril.

Identificarea ocurenţii aurului nativ şi a paragenezelor sale cu sulfurile şi cuarţul, în cuprinsul întregului zăcămînt, poate lămuri o serie de neajunsuri ce se întîmpină azi la prepararea minereului [1, 2, 3, 4].

Zăcămîntul Suior cuprinde filonul Cremenea deschis la nivelul orizonturilor 994,900 şi 800 m, localizat pe linia unor puternice dislocaţii, la contactul formaţiunilor sedimetare cu andezitele piroxenice alterate [5], cu o mineralizaţie formată dintr-o masă de cuarţ-calcedonie în care sînt cuprinse sulfuri metalice comune şi suflosăruri de argint, iar aurul nativ este cuprins de toate formaţiunile minerale, ca şi în cazul mineralizaţiei de la Săsar [6]. Din punctul de vedere al compoziţiei mineralogice şi al paragenezelor existente, pe înclinarea filonului s-au separat două tipuri de mineralizaţii [7, 8, 9] auro-argintiferă la partea superioară şi în mijlocul filonului şi plumbo-zinciferă către extremităţi şi la partea inferioară.

Fig. 1. Textură ritmic fin rubanată, mineralizaţia auriferă din carieră (1/2 din mărimea naturală).



Construcţia minereului

La descifrarea texturilor şi structurilor întîlnite în acest zăcămînt s-au întîmpinat greutăţi în adoptarea unei terminologii în ceea ce priveşte texturile şi structurile minereurilor, acestea nefiind suficient conturate în literatura română de specialitate, iar în cea din străinătate, după cum este cunoscut, cele două noţiuni se confundă, avînd un conţinut la Edwards [10], Ramdohr [11] etc., şi alt conţinut la Betehtin, Isaenko, Iuşko, Şahov etc. [12, 13, 14, 15].

Particularităţile celor două sorturi de minereuri se pot contura cu ajutorul cîtorva tipuri genetice de texturi şi structuri, pe care le vom descrie în ordinea separării agregatelor minerale în zăcămînt.

Texturile fin rubanate collomorfe [14, 15] cuprind agregate minerale depuse în benzi de 1—5 mm, formate din cuarţ alb, opal, calcedonie, agat, nemineralizate şi cuarţ cenuşiu criptocristalin mineralizat cu : pirită, marcasită, mispichel, blendă, calcopirită, galenă, aur, sulfosăruri de argint şi melnicovit. Granulaţia mineralelor nu depăşeşte 0,5 mm. Aceste benzi se succed de zeci de ori şi au aspecte de la linie dreaptă (fig. 1), cu flexuri, pînă la inelare şi mixte, depuse în crăpătura principală a filonului cu grosimi ce atinge zeci de centimetri. Sub microscop bordura zonelor prezintă o festonare fină, caracteristică formaţiunilor collomorfe.

Paragenezele întîlnite în benzile cenuşii apar la toate nivelele şi în ambele mineralizaţii, în raporturi variabile şi cu alte aspecte morfologice.

Texturile rubanate metacoloidale [14] sînt caracteristice îndeosebi mineralizaţiei complexe de la nivelul orizonturilor 900 şi 800 m. Agregatele de minerale apar în benzi şi au structuri fibroradiare în cazul blendei, a cărei dimensiuni sînt de ordinul centimetrilor, sau filiform-arborescente (fig. 2) la pirită, marcasită şi galenă. Benzile au variate aspecte : cu flexuri inelare şi complexe. Particulari-

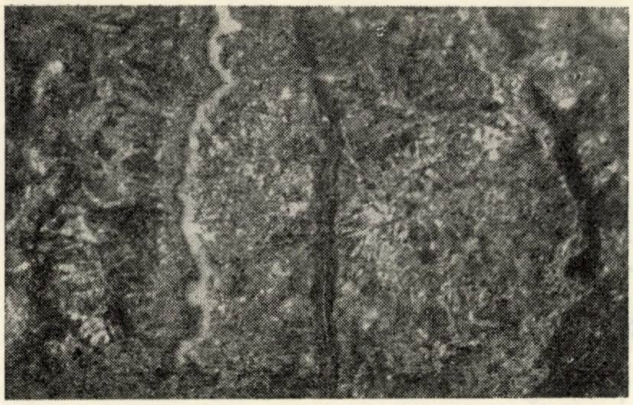


Fig. 2. Textură rubanată metacoloidală, mineralizaţia complexă, oriz. 800 m (1/2 din mărimea naturală).

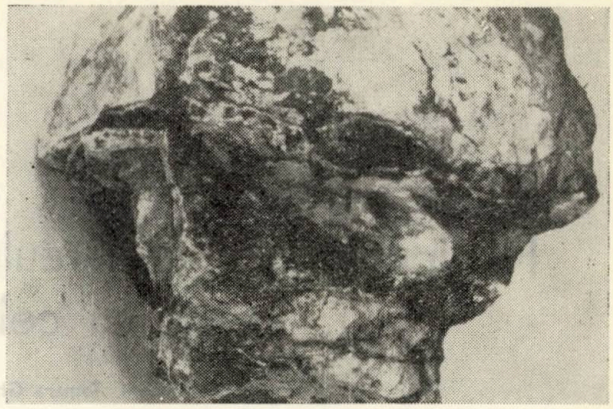


Fig. 4. Textură brecioasă, mineralizaţia complexă, oriz. 800 m (1/2) din mărimea naturală).

tatea caracteristică a acestor texturi este separaţia aurului nativ în majoritatea cazurilor în cuarţ şi galenă, sub formă de „colonii" de 20—30 granule (fig. 6).

Texturile cataclastice sînt şi ele destul de extinse şi au apărut în urma dinamometamorfismului (fig. 3 şi 4) sau a prăbuşirilor în cazul alterării hipogene.

Fragmentele sînt constituite, fie din roca înconjurătoare, fie din mineralele metalice, cu aspect corodat (texturi breciforme — fig. 3) sau colţuros (texturi brecioase fig. 4).

Cimentul texturilor cataclastice este fin hipogen, constituit din aceleaşi formaţiuni care iau parte şi la alcătuirea texturilor fin rubanate collomorfe (orizonturile 900 şi 800 m), fie hipergen, constituit din depuneri callomorfe ale hidroxizilor de fier (carieră) în care s-au observat granule corodate de aur nativ (fig. 7).

Trebuie să menţionăm şi *texturile apofizale* cu grosimi între 1 şi 10 cm, care au reprezentat căile de acces pentru formaţiunile mai tinere de cuarţ alb, ametist sau cuarţ alb cu pirită, blendă, calcopirită, galenă, aur nativ, sulfosăruri de argint etc., ce străbat toate agregatele minerale.

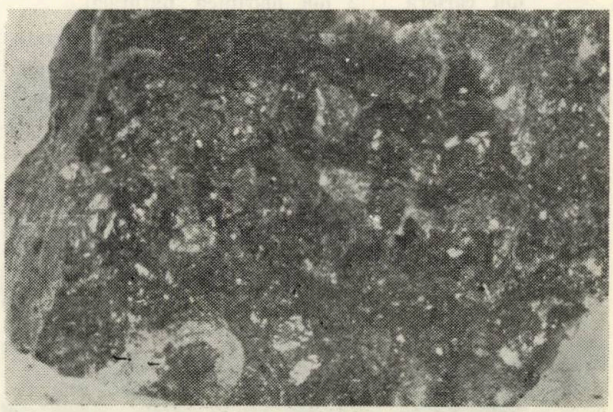
Toate texturile amintite prezintă goluri de forme şi dimensiuni variate, formate primar sau secundar. Aceste accidente de obicei sînt tapisate cu mici şi fine druze de cuarţ, cuarţ ametist, mai rar galenă şi pirită, eflorescenţe de săruri, depuse din soluţiile descendente etc. În carieră apar şi cruste (fig. 5) de limonită, care joacă un rol de „cimentare" pentru „relictele" de aur (fig. 7).

În ceea ce priveşte structurile cele mai caracteristice s-au întîlnit la principalele minerale: blendă, galenă şi aur nativ.

În cazul blendei s-au identificat două modificaţii: cubică şi hexagonală, prima caracterizată prin structuri allotriomorfe cu dimensiunile în general sub 1 mm şi dezamestec format din ZnS-$CuFeS_2$, a doua modificaţie cu structuri fibroradiare cu separaţii lungi de 1—3 cm şi dezamestec format îndeosebi din ZnS-FeS. Deosebirea apare şi în cazul alterării celor două modificaţii — würtzitul cu solu-

Fig. 3. Textură breciformă, mineralizaţia auriferă din carieră (1/2 din mărimea naturală).

Fig. 5. Crustă de hidrohematit din carieră (1/2 din mărimea naturală).



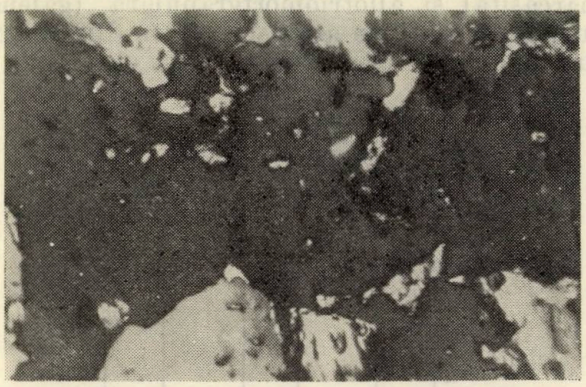


Fig. 6. M. 200 x Secţiunea lustruită. Mineralizaţia complexă oriz. 900 m Aur nativ (puncte mici albe) în „colonii" în cuarţ (negru) şi sulfuri (nuanţe de cenuşiu).

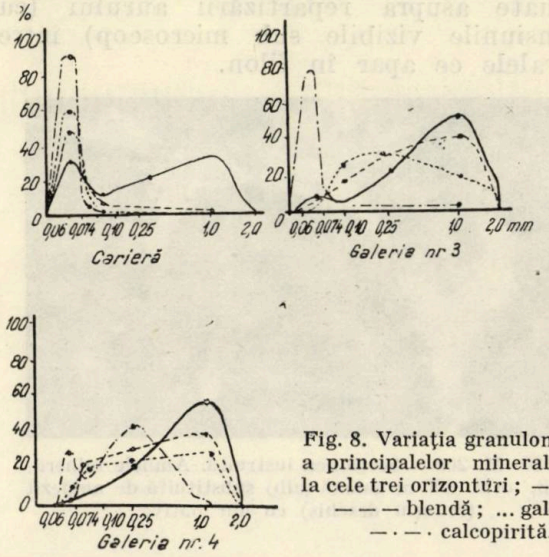


Fig. 8. Variaţia granulometrică a principalelor minerale utile la cele trei orizonturi ; — pirită, — — — blendă ; ... galenă ; — · — · calcopirită.

ţii solide de pirotină şi incluziuni metasomatice de galenă şi marcasită prezintă, faţă de blendă, un grad mai avansat de substituţie, în cazul levigării sale totale apar texturile în sertăraşe [15]. Acestea sînt formate din pereţi de cuarţ, fin impregnat cu marcasită arborescentă, depus pe două direcţii perpendiculare din formaţiunile metacoloidale de würtzit (probabil şi paramorfoze de blendă). Aurul se asociază sporadic cu blenda.

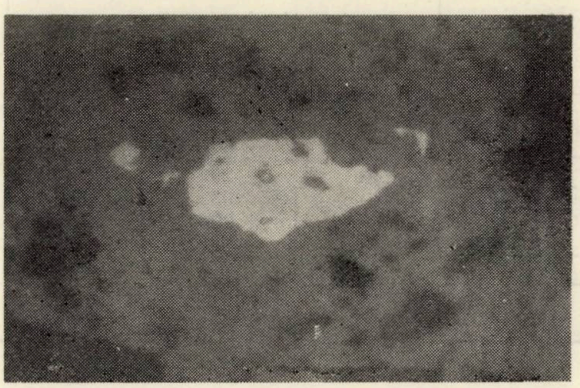
Galena însoţeşte paragenetic blenda şi apare cu granulometrie grobă în minereul complex şi fină în cel aurifer (fig. 8 a, b şi c). Caracteristice şi rar întîlnite în zăcămintele aurifere din Baia-Mare sînt structurile ce amintesc pe cele de dezamestec, între galenă şi aur [16], în care aurul are aspect de emulsii uniform distribuite în galenă (fig. 9). S-au observat variate structuri de substituţie, atît din partea galenei cît şi din partea celorlalte minerale asupra galenei. În cazul din urmă importante sînt structurile de substituţie cu anglezit în care rămîne aurul nativ, nealterat, şi care în procesul de flotare reprezintă formaţiuni ce se pierd.

Aurul nativ se repartizează, la toate orizonturile, răspîndit în texturile descrise. Forma circulară a indivizilor apare atunci cînd este sîngenetic cu mineralele gazdă (în galenă, blendă, pirită, cuarţ), forma de lame, plăci, bastonaşe, corodată etc. (fig. 9 şi 10) cînd este epigenetic, de obicei mai tîrziu (în galenă, cuarţ, pirită, blendă, mispichel) sau a rămas în limonit şi anglezit.

Aspectele fiziografice, paragenezele şi structura în care apare aurul nativ denotă că acesta s-a depus o dată cu mineralele cuprinse în formaţiunile de tipul texturilor fin rubanate callomorfe (microtexturi), legat îndeosebi de galenă, iar în a doua generaţie, aurul este adus de parageneza cuarţ-galenă depuse din soluţii reziduale o dată cu pirita, calcopirita, blenda etc,. către sfîrşitul etapei de mineralizare, după blendă-würtzit-galenă pirită.

Fig. 7. M. 400 x Secţiune lustruită. Ambele mineralizaţii, oriz, 800 m Aur nativ (puncte mici albe) în galenă (cenuşiu).

Fig. 9. M. 630 x. Secţiune lustruită. Carieră. Aur nativ (alb) în limonit (cenuşiu deschis).



Interesante şi edificatoare sînt statisticile efectuate asupra repartizării aurului (cu dimensiunile vizibile sub microscop) între mineralele ce apar în filon.

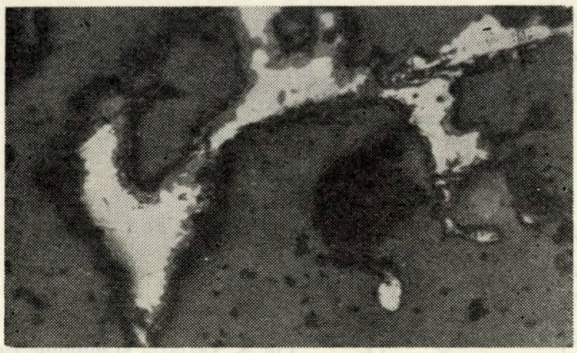


Fig. 10. M. 200 x Secţiunea lustruită. Ambele mineralizaţii, oriz. 800 m galenă (alb) substituită de anglezit (cenuşiu deschis) cu aur nativ.

Relaţii privind aurul nativ şi mineralele gazdă

Făcînd raportul între mineralele metalice utile (sulfuri, aur, produşii secundari de alterare) şi cele neutile, dar purtătoare de aur (mispichel, limonit) se observă (fig. 11) că primele cresc spre mineralizarea complexă (orizontul 800 m) în raport invers cu ultimele.

Cercetînd microtexturile caracteristice minereului aurifer din carieră, acestea cuprind, în majoritate, structuri allotriomorfe granulare (blenda, galena, sulfosăruri de argint, aur) şi mai rar idiomorfgranulare (pirită cu incluziuni de aur şi mispichel fără). De asemenea apar mase criptocristaline pînă la amorfe de SiO_2 în care s-au separat granule foarte fine de aur şi celelalte sulfuri. Din măsurătorile făcute s-a observat că majoritatea sulfurilor (80—90%) au dimensiuni sub 0,1 mm (fig. 8 a).

Macrotexturile reprezentative pentru mineralizaţia complexă de la orizontul 800 m şi mai puţin la 900 m cuprind structuri hipidiomorfgranulare (blende, würtzit, pirită, marcasită) şi allotriomorfgranulară (galena, aur, sulfosăruri de argint) a căror dimensiuni sînt mult mai mari (fig. 8 b şi c).

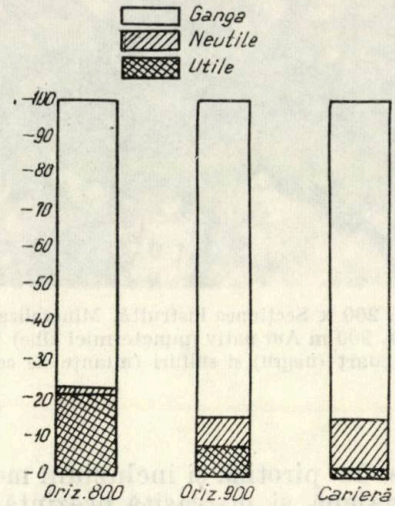


Fig. 11. Repartizarea mineralelor metalice utile şi neutile şi mineralele nemetalice (gangă) pe orizonturi.

Sulfurile metalice au o influenţă puternică în ceea ce priveşte separarea aurului din soluţiile hidrotermale şi el apare legat de sulfuri printr-o cimentare hipogenă, deoarce este mai tînăr ca acestea.

Efectuînd granulometria aurului pe 3324 grăunţi (tabela 1), în texturile caracteristice celor două mineralizaţii s-au stabilit dimensiunile grăunţilor şi repartizarea lor între mineralele care constituie minereul complex şi aurifer. Cu această ocazie au reieşit o serie de concluzii foarte importante pentru valorificarea industrială a acestui metal preţios :

a — în toate mineralele metalice şi nemetalice dimensiunile cele mai frecvente sînt cuprinse între 4—30 microni (fig. 12);

b — dimensiunile cele mai fine sînt în pirită, blendă, mineralele de argint şi calcopirita, care au şi cea mai mică frecvenţă în grăunţi de aur ;

Dimensiunile grăunţilor de aur în mineralele metalice

Dimensiunea grăunţilor, μ	Aur în galenă, %			Aur în curţ			Aur în anglezit	Aur în limonit
	C	G_3	G_4	C	G_3	G_4	G_4	C
0,5—2	—	—	4	0,4	2	1	0,1	7
2—4	9	2,4	6	—	11	7	1,9	5,5
4—8	91	29	25	99,6	45	14	26	8,3
8—10	—	33	24	—	24	14	60	5,8
10—20	—	32	19	—	18	9	12	19,4
20—30	—	3	8	—	—	42	—	54
30—70	—	—	14	—	—	13	—	—
Total	100	100	100	100	100	100	100	100

C — carieră (orizontul 994 m); G_3 — galeria nr. 3 (orizontul 900 m); G_4 — galeria nr. 4 (orizontul 800 m)

c — dimensiunile mai mari se observă către orizontul 800 m, în galenă (covelină) şi cuarţ (tabela 1) minerale care au precipitat cea mai mare cantitate de aur. În acest sens s-a făcut un raport între frecvenţa unor sulfuri, considerînd un concentrat teoretic lipsit de gangă (tabela 2) şi aur şi s-a observat că acesta din urmă se repartizează în mineralele cele mai răspîndite numai la orizontul 994 m (în limonit), pe cînd la orizonturile 900 şi 800 m nu există o corelaţie. La orizontul 900 m predomină pirita şi limonitul, aurul este legat de galenă, iar la orizontul 800 m predomină pirita şi blenda, aurul însă este legat tot de galenă şi produşii săi de alterare.

Tabela 2

Frecvenţa diferitelor sulfuri metalice şi aurul în procente de greutate

Mineralul	Oriz. 994 m		Oriz. 900 m		Oriz 800 m	
	sulfuri	grăunţi de aur	sulfuri	grăunţi de aur	sulfuri	grăunţi de aur
Pirita	10,3	10,3	33,4	12,6	62,0	6,3
Blenda	2,0	1,0	7,7	15,4	15,6	1,0
Glaena	1,6	4,8	3,5	70,0	8,3	44,0
Calcopirită	0,5	—	1,4	2,0	1,4	0,1
Covelina	0,1	—	0,1	—	0,4	8,0
Anglezit	—	—	0,5	—	1,9	40,6
Limonit	85,5	83,9	53,4	—	0,4	—
Total :	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

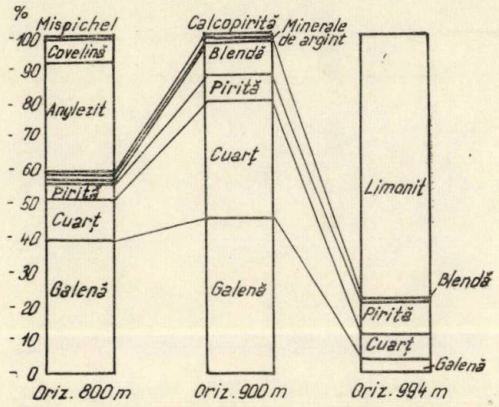


Fig. 12 Repartizarea aurului între diverse minerale pe orizonturi

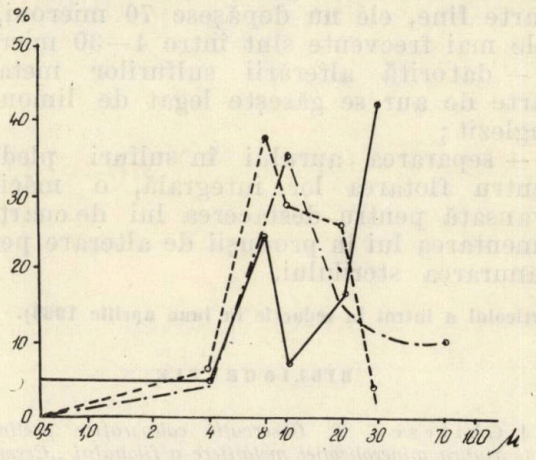


Fig. 13. Frecvenţa unor dimensiuni la grăunţii de aur : — carieră ; ---galeria nr. 3 ; -·-·-·galeria nr. 4

Din cele cîteva relaţii structural-texturale paragenetic şi granulometrice prezentate reies şi o serie de concluzii genetice care indică două generaţii de aur, aparţinînd celor două mineralizaţii, ultima complexă, cu potenţial mai ridicat de precipitare a aurului, paralel cu conţinutul mai ridicat de sulfuri în minereu, parageneza aur-galenă, aur-cuarţ. De asemenea, în condiţiile mediului oxidant rezistenţa la alterare a aurului nativ a dus la „cimentarea" lui " în situ" de către produşii depuşi în locul gazdelor hipogene. Aceste din urmă formaţiuni, în condiţiile flotării minereului, se vor pierde, recuperarea fiind posibilă numai, în cazul, cianurării sterilului.

CONCLUZII

Cercetările efectuate asupra ocurenţii aurului nativ (vizibil sub microscop) din minereul Suior, legat de sulfurile metalice au arătat că :

Tabela 1

şi de gangă (în microni, în procente de greutate)

Aur în pirită			Aur în blendă			Aur în covelină	Aur în calcopirit		Aur în min. Ag		Aur în mispichel
C	G_3	G_4	C	G_3	G_4	G_4	G_3	G_4	G_3	G_4	G_4
—	0,3	—	1	—	0,5	0,1	—	—	—	—	—
6	6,7	3	33	9	28	2,5	22	—	—	—	—
72	46	12	66	51	24	15	14	100	15	100	35
22	32,5	50	—	10	22,5	12,4	20	—	85	—	65
—	14,5	35	—	30	25	3	44	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	37,5	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	29,5	—	—	—	—	—
100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

— aurul nativ a fost precipitat în majoritate de sulfurile metalice ce caracterizează cele două sorturi de minereu;

— dimensiunile granulelor de aur sînt foarte fine, ele nu depăşesc 70 microni, iar cele mai frecvente sînt între 4—30 microni;

— datorită alterării sulfurilor metalice, parte de aur se găseşte legat de limonit şi anglezit;

— separarea aurului în sulfuri pledează pentru flotarea lor integrală, o măcinare avansată pentru desfacerea lui de cuarţ, iar cimentarea lui în produşii de alterare pentru cianurarea sterilului.

(Articolul a intrat în redacţie în luna aprilie 1968).

BIBLIOGRAFIE

[1] Ghiţescu, T. *Observaţii calcografice preliminare asupra mineralizaţiei metalifere a filonului „Cremenea" oriz. nr. 3 şi oriz. inferior de la sectorul Şuior.* 1961 Biblioteca C.C.M.N.

[2] Ghiţescu, T. *Analiza calcografică şi chimică a unor probe din carotele obţinute de la Şuior* 1961. Biblioteca C.C.M.N.

[3] *Niţulescu, I. ş. a. Continuarea studiului privind valorificarea metalelor rare şi disperse din minereurile metalifere neferoase de la Suior, fază laborator.* 1962. Biblioteca C.C.M.N.

[4] Ghiţescu. T. ş. a. *Mărirea extracţiilor de metale şi îmbunătăţirea calităţii concentratelor la prepararea minereurilor neferoase şi aurifere în uzinele existente. Flotaţia Centrală Baia-Mare, minereul Suior,* 1967. Biblioteca C.C.M.N.

[5] Măldărescu, I. ş. a. *Asupra unor probleme privind alterările hidrotermale în regiunea Baia-Mare.* An. Univ. Buc. Seria St. Nat-Geol-Geograf An. XIV. nr. 1. 1965

[6] Petrulian, N. ş. a. *Cercetări mineralogice şi geochimice asupra mineralizaţiei de la Săsar (Reg. Baia-Mare).* Studii şi cercetări de geologie, Tom VI, 1961 Ed. Acad. R.P.R.

[7] xxx *Proiect pentru lucrările de la sectorul Suior pe anul* 1961.

[8] Schill, E. ş. a. *Raport de sinteză a lucrărilor geologice între 1954— 1964 la Sectorul Suior.*

[9] Karoly, Z. ş. a. *Raport geologic cu calculul rezervelor la 1.I.1965 la E. M. Suior.*

[10] Edwards, A. B. *Textures of the ore minerals and their significance.* Austral, Inst, min. and. metallurgy, 1954.

[11] Ramdohr, P. *Die Erzmineralien und ihre Verwachsungen.* Acad Verlag Berlin, 1960.

[12] Betehtin, A. S. *Strukturno-texturnîe osobenosti endogenîh rud.* Izdvo Nedra, Moskva, 1964.

[13] Iuşco. S. A. *Metodî laboratornogo issledovania rud.* Izdvo Nedra Moskva, 1966.

[14] Isaenko. M. P. *Opredeliteli texturî i structur rud.* Izdvo Nedra, Moskva, 1964.

[15] Şahov, F.N. *Texturî rud.* Izdvo A.N. SSSR, Moskva, 1961.

[16] xxx *Mineralî.* Tom. I. Izdvo A.N. SSSR, Moskva, 1960.

Discuție asupra lucrării

Geneza bauxitelor de pe teritoriul R. S. R.

În numărul 5/1967 al Revistei Minelor a apărut articolul intitulat **Geneza bauxitelor de pe teritoriul R.S.R.** pe care revista îl supunea discuției.

În cele ce urmează ne vom rezuma numai la punerea în discuție a genezei bauxitelor din Munții Pădurea Craiului avînd în vedere că :

— activitatea noastră curentă, practică, este cu profil geologic-economic, necuprinzînd cercetarea în ansamblu a bauxitelor de pe teritoriul R.S.R. ;

— paralelizarea genezelor diferitelor zăcăminte de bauxită și a vîrstei lor este foarte dificilă, atît pe plan mondial, cît și intern deoarece, în general, rezultă că paleofactorii naturali au avut caracteristici cu totul locale (astfel, chiar în așa-zisa provincie mediteraneană a bauxitelor, vîrsta lor se atribuie începînd cu triasicul mediu și terminînd cu eocenul superior).

Elementele majore care se pun în discuție se referă numai la unele completări considerate ca absolut necesare și care duc la o supoziție de interpretare diferită în ceea ce privește originea bauxitelor din Munții Pădurea Craiului.

1. *Constituția geologică a Munților Pădurea Craiului*

În fundamentul regiunii sînt prezentate șisturile cristaline situate în partea de SE și care sînt localizate pe un aliniament în formă de pinten ce se extinde de la SV (Roșia — Sohodol) spre NE (Borod — Munții Rez).

În afara seriei cristalofiliene și a unor reduse conglomerate permiene, cele mai răspîndite formațiuni aparțin mezozoicului.

Peste triasul net calcaros transgresează liasicul inferior, cu conglomerate și argile roșii în bază, care suportă gresii silicioase cu intercalații de strate de argile refractare. Grosimea liasicului inferior este de maximum 200 m. După liasicul inferior urmează, slab dezvoltate, formațiunile celui mediu și superior, doggerul fiind practic absent.

Deci, de la sfîrșitul liasului sedimentele acestuia, împreună cu cele inferioare (triasice și permiene), intră într-o fază continentală și o dată cu jurasicul superior își fac apariția apele unei mări puțin adînci în care vor începe să genereze calcarele recifale de tip Stramberg. Stadiul incipient al viitoarelor mișcări mezocretacice începe să se producă asistîndu-se la o basculare spre NV (ceea ce a dus la o mărire a grosimii acestor calcare) prin redresarea pintenului de cristalin amintit. Pe versantul SE al pintenului se începe scufundarea care va cuprinde structura Munților Bihor.

Acest prim ecou orogenic aduce formațiunile jurasicului superior în poziție continentală pe o lungă perioadă, fenomenele carstice și eroziunea punîndu-și o amprentă clară pe paleorelieful considerat purtătorul ulteriror al zăcămintelor de bauxită.

Cretacicul inferior acoperă acest paleorelief jurastic superior numai parțial, neavînd capacitatea necesară de a depăși formele de relief ale liasicului inferior.

Mișcările mesocretacice afectează întreg edificiul cu amplitudini mai mici în apropierea ramei de NV a pintenului (nenumăratele foraje și lucrări miniere executate în liasicul inferior demonstrează rare falii cu amplitudine de circa 100 m) și mai mari în mijlocul teritoriului unde pe o direcție EV (Secătura — Dealul Mare) sînt puse în contact formațiunile triasice superioare sau cretacice inferioare.

În perimetru nu se cunosc erupțiuni în mezozoic. Numai la SE-ul pintenului cristalin, în zona Remeți, își fac apariția dacite și riolite neogene care străpung formațiunile mai vechi. Se remarcă în această zonă, unde se întîlnesc bauxite pe o suprafață redusă, o metamorfozare cu aport hidrotermal destul de slab. În aceste bauxite Al_2O_3 trece uneori în corindon.

În privința prezenței piritei, vanadiului etc. (semnalate de autorii articolului care face obiectul discuției) nu le atribuim o importanță deosebită datorită caracterului poligenetic al acestora.

2. *Chimismul formațiunilor liasicului inferior*

Bauxitele sînt placate pe paleorelieful calcarelor jurasice superioare și acoperite de calcarele neocomiene, deci roci de culcuș și acoperiș carbonatate (peste 99 % carbonat de calciu).

Formațiunile învecinate, care intră în compoziția liasicului inferior și a căror poziție stratigrafică și tectonică, raportată la jurasicul superior, a fost expusă mai sus), sînt formate din gresii silicioase în care sînt intercalate strate de argile.

Din aceste argile se consideră refractare cele care în momentul de față sînt folosite în economia națională și care au un I.P. mai mare de 169 cu un conținut mediu de 30 % Al_2O_3 ; 1,5 — 2,0 % TiO_2 și 2,5 % Fe_2O_3 și care reprezintă 10 % din întregul liasic inferior.

Luînd în considerare și celelalte argile (mai feruginoase și mai puțin aluminoase) întregul complex argilos,reprezentînd 20 % din întreaga formațiune, are un conținut cuprins între 20 și 25 % Al_2O_3 ; circa 1,5 % TiO_2 și circa 7 % Fe_2O_3, fără a mai ține seama de caolinitul și Fe_2O_3 care sînt prezente mai intens către bază, în gresii.

Deci sîntem în prezența triadei : Al_2O_3, TiO_2 și Fe_2O_3, într-o proporție de 1/2 față de bauxite.

Dacă luăm în considerare integral formațiunile liasicului inferior, rezultă un conținut de 4 — 5 % Al_2O_3 ; 0,3 TiO_2 și 1,5 % Fe_2O_3, ceea ce pune într-o poziție extrem de favorabilă ipoteza de geneză a bauxitelor pe care o intuim.

3. *Geneza bauxitelor din Munții Pădurea Craiului*

Autorii V. Corvin Papiu și S. Minzatu consideră că „originea materialului alumino-fero-titanat, din care au luat naștere bauxitele din masivul Pădurea Craiului, trebuie căutată în depozite piroclastice diabazice sau spilitice, depuse la suprafața calcarelor jurasice care, într-o fază următoare, au suferit intense fenomene de desilicifiere hidrotermala".

De la bun început înlăturăm, pentru cazul în discuție, ca și autorii menționați, teoria formării autohtone a bauxitelor (care implică un proces de disoluție al calcarelor practic imposibil) în favoarea teoriei allohtone.

În cadrul problemelor genetice de formare allohtonă a bauxitelor din Munții Pădurea Craiului, raționăm însă în alt mod, avînd totuși unele contingențe (ne referim la aportul materialului de bază prin acțiunea mecanică de depunere prin pulberi și care a fost pe larg enunțată în cadrul teoriei

allohtone, prin ipoteză aluvial-eoliană, de către E. Roch, în anul 1956).

În fundamentarea ipotezei noastre arătăm de la început că încadrînd-o în teoria allohtonă s-a ţinut seama de cei trei factori axiomatici, fundamentali: existenţa unui paleorelief adecvat, prezenţa în roca generatoare a elementelor Al + + Ti + Fe şi condiţiile de formare propriu-zisă a bauxitelor.

În privinţa paleoreliefului cu forme negative, reprezentate prin dolinele din calcarele jurasice superioare, nu există nici un dubiu.

În aceste doline, în perioada de exondare de la sfîrşitul jurasicului, s-au acumulat* cantităţi mari de praf, pulberi, provenite în urma activităţii eoliene de dezagregare a formelor de relief pozitive cele mai apropiate şi în a căror constituţie intrau formaţiunile liasicului inferior. Aceste formaţiuni se dezagregă destul de uşor în zonele de intersecţie a argilelor refractare cu suprafaţa. În continuare este posibil ca acest aport să fi fost desăvîrşit şi de către ape.

În această situaţie de acumulare a unui material bogat în Al, Ti şi Fe începe formarea propriu-zisă a bauxitelor într-un climat tropical, datorită unui *pH* favorabil mai mare ca 5, deci slab acid sau alcalin, care creează condiţiile cele mai favorabile îndepărtării silicei (fenomen clar demonstrat de H. Erhart în teoria bio-rhexistasică, în anul 1956).

În afară de multitudinea argumentelor expuse, se mai pot adăuga următoarele:

— lentilele de bauxită sînt situate totdeauna în avalul formaţiunilor liasicului inferior şi chiar de la contactul cu jurasicul superior. În prezent, diferenţa de altitudine între partea superioară actuală a liasicului inferior şi contactul cu calcarele jurasice superioare este cuprinsă între 120 m (D. Crucii — Gugu) şi 150 m (Roşia — Albioara);

— nu se întîlnesc bauxite pe jurasicul superior din partea de SV a Munţilor Pădurea Craiului, între Sitani — Cibeşti, unde liasicul inferior lipseşte;

— conţinutul în SiO_2 creşte cu cît ne depărtăm de liasicul inferior (5% la Gugu, 6% la Lunca Sprie, 7% la Poniţa) etc.

În concluzie, bauxitele din Munţii Pădurea Craiului au luat naştere în urma acumulărilor, în formele negative ale paleoreliefului calcarelor jurasicului superior, prin transport mai ales eolian, a particulelor argiloase provenind din formaţiunile liasicului inferior bogate în Al, Ti, Fe, care au fost transformate apoi în bauxite în condiţiile unui climat tropical şi a îndepărtării siicei.

În ceea ce priveşte bauxitele remaniate, rezultate în urma erodării formaţiilor de coperiş şi a zăcămintelor primare, opinia unui mare număr de geologi este identică.

În încheiere, ne asociem întrutotul autorilor, referitor la importanţa cercetării şi interpretării genezei bauxitelor din R.S.R., factor important pentru dezvoltarea bazei materiale de aluminiu a industriei naţionale şi aducem mulţumirile noastre Revistei Minelor pentru prezentarea unor asemenea probleme şi discutarea lor.

Ing. YVES R. COCHET

---

* Formarea acestor acumulări se poate compara cu loessul

Evoluţia metodei de acoperire cu cauciuc a ciururilor folosite în diferite ramuri ale industriei şi relatări asupra rezultatelor obţinute

La sortarea granulometrică a materialelor abrazive, ciururile de oţel se uzează repede. Înlocuirea frecventă a ciururilor, pe lîngă mărirea preţului de cost, impune şi opriri din funcţionare, fapt care împiedică desfăşurarea normală a fluxului tehnologic.

Pentru micşorarea uzurii, încă din anul 1930 s-au confecţionat în S.U.A. ciururi din oţel acoperite cu un strat de cauciuc prin stropire sau imersare.

Găurile ciurului metalic, fiind cilindrice, după acoperire cu cauciuc găurile rămîneau tot cilindrice, fapt ce duce la frecvente obturări.

În 1933 în Germania s-a căutat a se folosi conicitatea găurilor, care în mod normal se obţin la ştanţarea găurilor într-o foaie de cauciuc. Aceasta impunea fixarea sau vulcanizarea foii de cauciuc stanţată pe o tablă de metal perforat, care serveşte drept suport.

În Suedia, prin anul 1955, s-a realizat o substanţială îmbunătăţire în ce priveşte combaterea abraziunii, ciuruirea şi diminuarea zgomotului.

O foaie de cauciuc cu mare rezistenţă la abraziune s-a fixat sau s-a vulcanizat pe faţa superioară a unui ciur metalic perforat cu găuri de diametru ceva mai mare decît a foii de cauciuc.

Rezistenţa mai mare la uzură a cauciucului se datoreşte elasticităţii sale, care face ca obiectele care cad pe el să producă doar deformări temporare, în timp ce o suprafaţa rigidă suferă o deformaţie permanentă prin absorbirea impactului. Faptul că găurile ciurului metalic sînt mai mari decît cele conice ale foii de cauciuc, face ca marginile găurilor din foaia de cauciuc elastic să permită trecerea unei particule de material care ar fi pătruns în gaură şi ar fi rămas acolo. Flexibilitatea cauciucului asigură astfel autocurăţirea găurilor, chiar cînd materialul are o umiditate ridicată. Un astfel de ciur se vede în figura 1.

Acest sistem se poate aplica însă numai la găuri circulare sau pătrate, de circa 10 mm diametru sau mai mare, şi ca atare nu poate fi folosit la ciuruirea materialelor fine.

Ulterior ciurul metalic de susţinere a fost înlocuit cu o foaie de cauciuc tare. Fixarea celor două foi de cauciuc de tării diferite se poate realiza numai prin vulcanizare pentru a rezista la vibraţii de ordinul a 5×10^8. Foaia de cauciuc elastic capătă o anumită vibraţie proprie paralelă cu sensul de avansare a materialului. Acest sistem permite găuri de toate formele : circulare, pătrate sau alungite longitudinal sau transversal. Cu astfel de ciururi se pot sorta materiale de la 1 la 200 mm.

Fabricantul recomandă următoarele tipuri de ciururi Duenero, redate în tabelă

Tabela 1

Granulaţia alimentării	Pentru ciuruirea uscată	Pentru ciuruirea umedă
1—6 mm	SL	ST
6—20 mm	SL, C, FS	ST, C, FS
20—65 mm	C, FS, FR, SL	—
>65 mm	C, FR	—

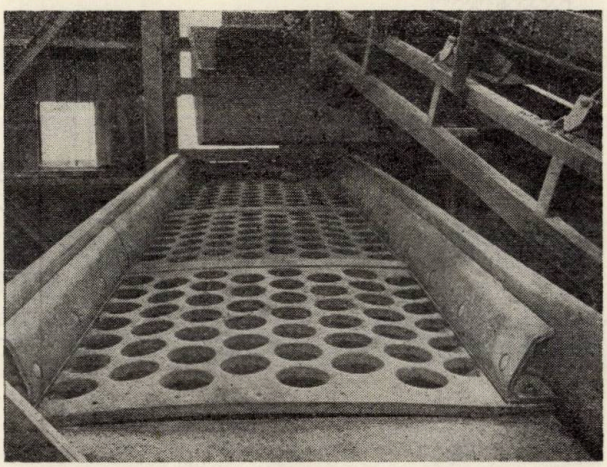


Fig. 1

Sensul avansării materialului pe ciur este cel indicat în figura 2.

Avantajele ciuruirii cu foaie de cauciuc sînt următoarele :

— durată mare, dacă s-a ales calitatea corespunzătoare de cauciuc pentru rezistenţă la

impact și abraziune și dacă găurile au mărimea și forma corespunzătoare ;

— autocurățirea găurilor datorită elasticității ridicate ;

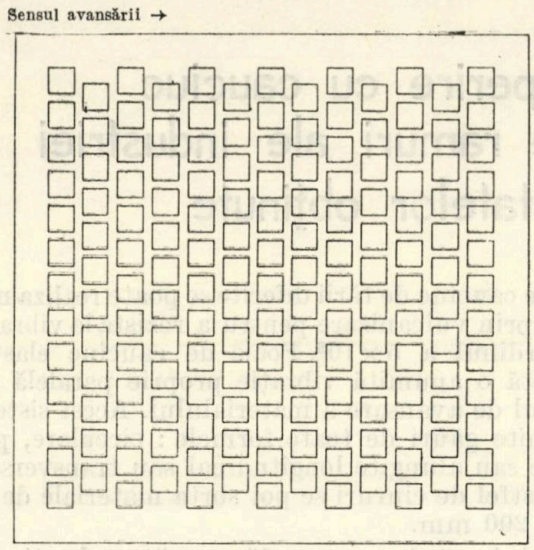


Fig. 2

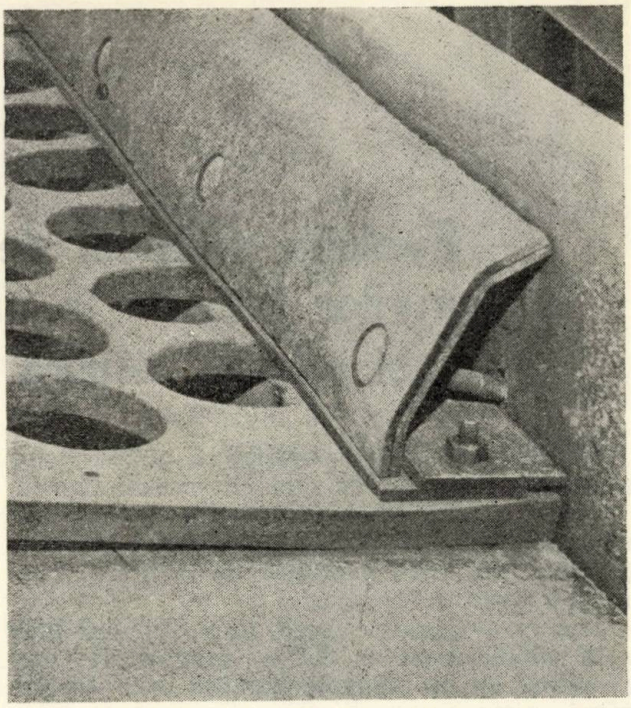


Fig. 3

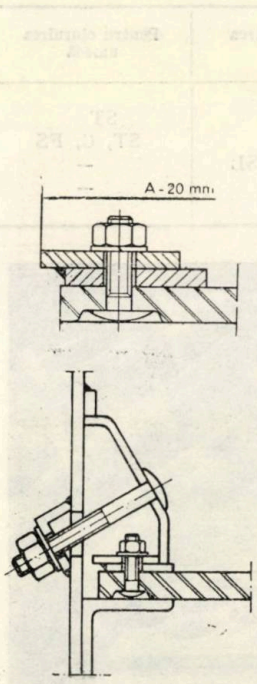


Fig. 4

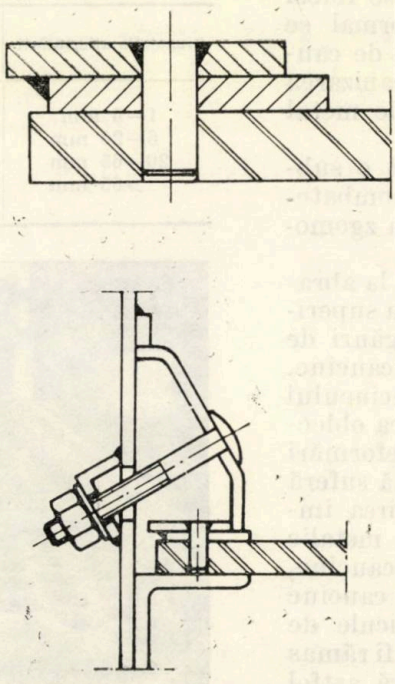


Fig. 5

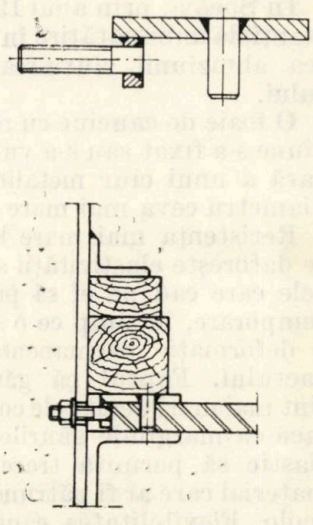


Fig. 6

— îmbunătățirea condițiilor de lucru datorită zgomotului redus ;

— protecția materialelor moi sau sfărîmicioase ca de exemplu cărbunii și rocile purtătoare de diamante.

Ca neajunsuri se constată :

— rezistență limitată la temperaturi ridicate ;

— suprafață efectivă de ciuruire la particulele cu granulația cea mai fină.

În comparație cu ciururile din oțel, ciururile Duenero au o rezistență la uzură de :

— la minereuri de fier, de 22 ori mai mare ;

— la pietriș concasat, de 17 ori mai mare ;

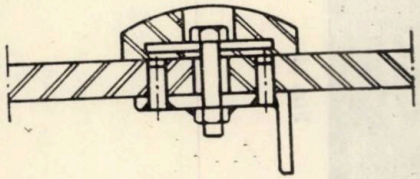


Fig. 7

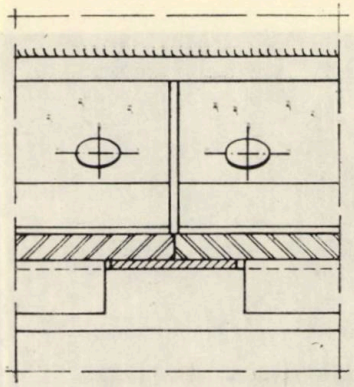


Fig. 8

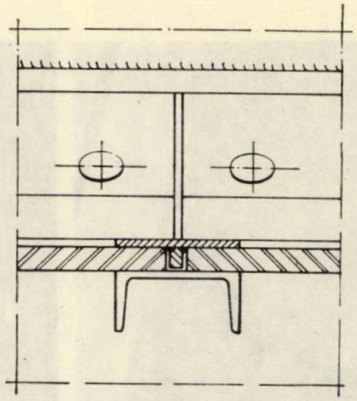


Fig. 9

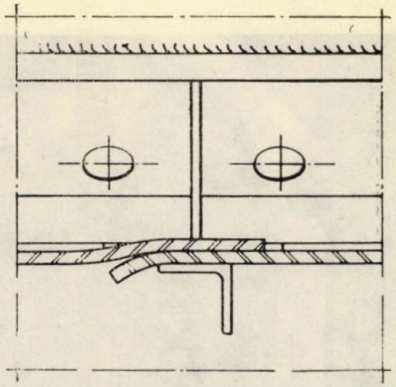


Fig. 10

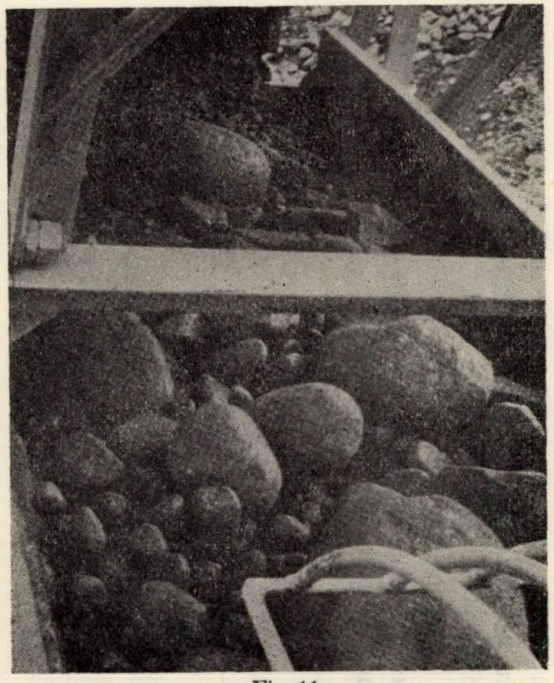


Fig. 11

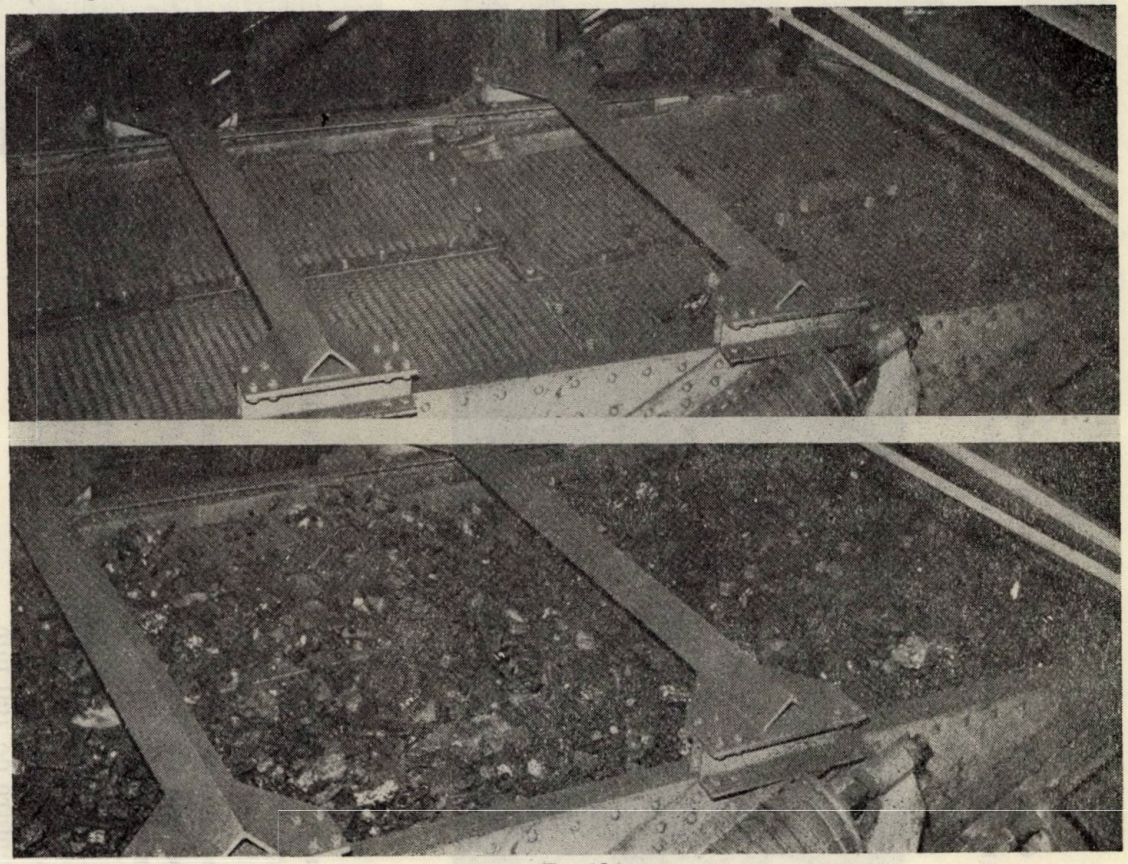


Fig. 12

— la pelete de minereu, de 9 ori mai mare;
— la cocs, de 7 ori mai mare.

Ciururile de cauciuc Duenero se fixează pe ramele ciururilor aşa cum se vede în figurile 3, 4, 5 şi 6.

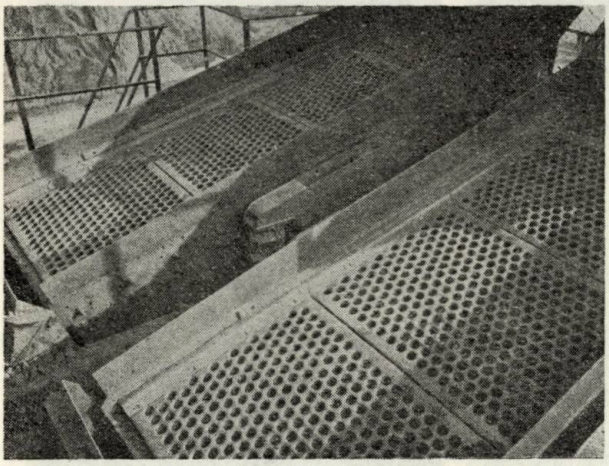
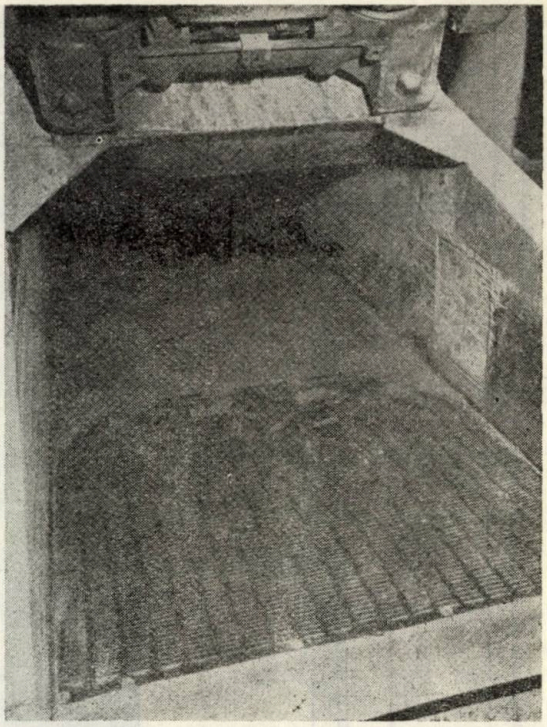


Fig. 13



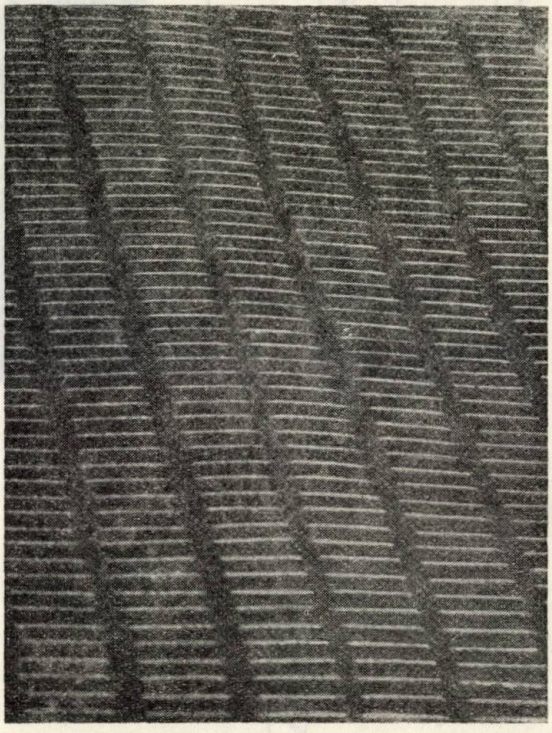


Fig. 14

Racordurile longitudinale se fac aşa cum se arată în figura 7, cele transversale ca în figurile 8, 9 şi 10.

Pentru protejarea feţei inferioare a ciururilor de cauciuc contra uzurii la contactul cu elementele de susţinere, se folosesc piese turnate din cauciuc.

În figura 11 se poate vedea ciuruirea pietrişului la un ciur vibrator. Pietrişul are granulaţia de 50 mm iar dimensionarea maximă la alimentare de 700 mm.

În figura 12 se arată un ciur de rezonanţă pentru cărbuni care funcţionează 16 ore pe zi la 150 t cărbuni/oră. După 10 luni de la punerea în funcţiune nu se observă nici o uzură, în timp ce ciururile de sîrmă, folosite anterior, trebuiau schimbate la fiecare cinci luni.

În figura 13 se prezintă un ciur de cauciuc pentru cocs, iar în figura 14 un ciur de deşlamare (ansamblu şi detaliu).

Prelucrare ing. **Al. Bădărău**

ȘTIRI

— În anul 1967 Canada a produs 537 000 t cupru, 227 200 t nichel, 37,5 mil. t minereu de fier, 288 500 t plumb și 983 900 t zinc, 1 070 t argint, 91,86 t aur și 3 380 t de U_3O_8.

Valoarea producției miniere (inclusiv cele rezultate din exploatarea la zi) pe anul 1967 s-a ridicat la 18,2 miliarde franci.

Trebuie menționată producția de platină care s-a ridicat la 12,54 t și aceea de K_2O care a totalizat 2,34 mil t.

Exceptînd producția de aur (103,25 t în anul 1966) și aceea de U_3O_8 (3570 t în anul 1966), la toate celelalte produse s-au înregistrat creșteri considerabile.

— Zăcămîntul de minereu de uraniu de la Looncall Lake (Ontario) din Canada este format din trei lentile paralele cu înclinări de 10 — 45° și însumează rezerve cunoscute de 228 000 t minereu cu 1 000 g U_3O_8/t, 116 000 t cu 940 g/t și 47 000 t cu 200 g/t.

— În partea sudică a Iranului, la circa 60 km de Rafsinjan în masivul Band — I — Hamzar printr-o serie de prospecțiuni (lucrări miniere 4 000 m și sondaje 3 000 m) s-a pus în evidență zăcămîntul de cupru de la Sar Chesmeh. Acesta se prezintă sub forma unei coloane mineralizate cu o lungime de 300 m și 70 m grosime. Rezervele probate se ridică la 10 mil. t minereu cu 1,5% Cu, iar rezervele probabile la 5 mil t minereu. Se proiectează exploatarea la zi și construirea unei spălătorii cu o capacitate de 10 000 t minereu/zi. La 1 km sud de acest zăcămînt s-a pus în evidență o altă zonă mineralizată cu rezerve probabile de 90 — 270 mil t minereu cu 1% Cu.

— Prospecțiunile efectuate în continuare la zăcămîntul de minereu sulfuros de nickel de la Kambalda-Saint Yves (Australia de vest) au permis conturarea unei rezerve de 9,3 mil. t minereu cu 3,8% Ni, față de volumul cunoscut în anul 1967 care era de 4,67 mil. t minereu cu 3,65% Ni.

(Annales des Mines, mai 1968)

— Între 18 și 20 septembrie 1968 la Minneapolis (S.U.A.) va avea loc *Conferința internațională privind industria minieră de la suprafață*. Între zilele de 23 și 24 septembrie sînt prevăzute vizite la zăcămîntul de taconit de la Mesabi Iron Range. De asemenea, între 21 septembrie și 6 octombrie 1968 sînt prevăzute vizite tehnice în minele de cărbuni din Statul Illinois, în Arizona (mine de cupru) și în California și Nevada.

— După ultimul recensămînt, Uniunea franceză a geologilor (U.F.G.), cadrele de specialitate în acest domeniu sînt compuse din 2 800 geologi și geofizicieni (dintre care 100 de origină străină). 300 geologi și geofizicieni reprezintă în prezent industria, tehnica sau știința franceză în peste 80 de țări.

Față de anul 1963 se constată o creștere foarte rapidă a efectivelor, după cum urmează: geniu civil + 300%, minerit + 200% și hidrogeologie + 40%.

— Rezervele de minereu de fier cu conținut foarte ridicat de la mina Cassinga (Angola) sînt evaluate la peste 120 mil. t În anul 1968 din acest zăcămînt este prevăzută extragerea a 6 mil. t minereu. Zăcămîntul este exploatat de o companie cu capital portughez, german și danez. Firmele siderurgice japoneze au contractat ferm importante cantități de minereu pe o perioadă de mai mulți ani.

— Urmare unei campanii de explorări prin foraje, la zăcămîntul de la Fleurus (Belgia) s-au pus în evidență rezerve de 600 000 t baritină. De menționat că înainte de anul 1914 din acest zăcămînt s-au mai extras circa 800 000 t baritină, în mare parte baritină albă.

Exploatarea zăcămîntului a fost concesionată societăți franceze „Mines de Garot", care a efectuat și explorarea.

— În Mauritania la Boa — Naga (circa 100 km sud-vest de Akjoujt a fost descoperit un important zăcămînt de monu zit, cu rezerve avînd un conținut de 3,8% Y_2O_3 (nu se dau date asupra volumului de rezerve).

Cercetările au fost efectuate de societatea franceză Pechiney-Saint Gobain, care este una dintre cele mai mari producătoare de pămînturi rare din Europa.

— Consumul de sulf în țările capitaliste s-a ridicat în anul 1967 la 26 mil. t (cu 1 mil. t mai mult decît în anul 1966). Se menționează că este al cincilea an consecutiv cînd s-a livrat producția din stocuri pentru a se acoperi cererile.

— În Sicilia (Italia) din cele 18 mine de sulf în exploatare 5 urmează a fi închise în anul 1968, în cadrul planului de reorganizare și concentrare. Se prevede reducerea efectivelor cu 2 440 muncitori.

Mines et métallurgie, mai 1968

— La Charbonnage de France, mai mult de 2% din prețul de cost al cărbunelui este afectat în prezent pentru cercetări, aceste sume fiind repartizate aproximativ egal între laboratoarele din bazinele carbonifere și laboratoarele centrale Cerchar. Aceste cheltuieli sînt la nivelul celor din celelalte ramuri ale industriei grele din țările cu o industrie puternic dezvoltată.

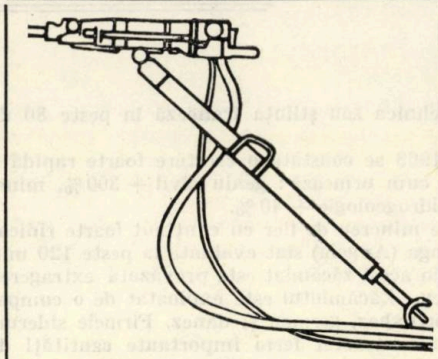
— În Franța, în bazinul Nord și Pas-de-Calais, se trece la o nouă concentrare a întregii producții din zona Henin-Liétard, creîndu-se o singură unitate cu o capacitate de 6 000 t/zi de huilă grasă. Rezervele sigure ale acestei unități sînt de 25 mil. t, iar cele probabile, de același ordin de mărime.

(Mines, mai, 1968)

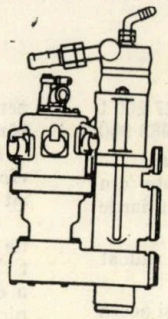
REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacția și administrația, București, Calea Victoriei nr 109, Sectorul I telefon 15. 15. 40. Revista este editată de Oficiul de documentare și publicații tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administrația revistei. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament 021002 B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala Sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informația" str. Brezoianu 23—25, București, c. 5692

Utilaje pentru perforarea pneumatică și încărcarea materialului împușcat pentru exploatări miniere

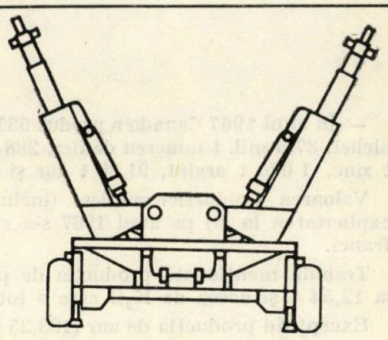
Atlas Copco are tot ce aveți nevoie



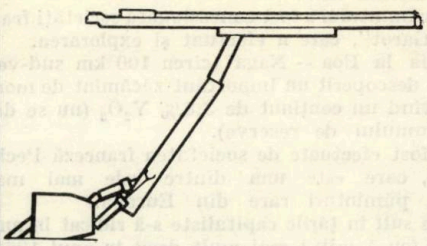
1. Perforatoare ușoare cu picior telescopic pneumatic pentru avansare și perforare rapidă ; se pot livra tipuri care suprimă pînă la 75% din zgomotul perforatorului.



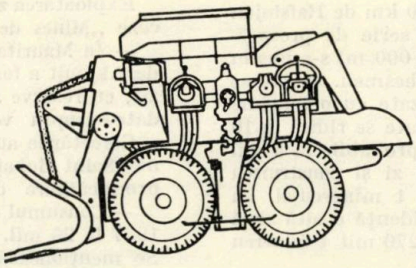
2. Perforator greu cu rotație reversibiă pentru perforarea găurilor lungi cu anexe pentru prelungitoare—cu montare pe coloană sau cărucior—cărucioare mecanizate pentru găuri lungi și catarge (fleșe) hidraulice pentru lucru în subteran.



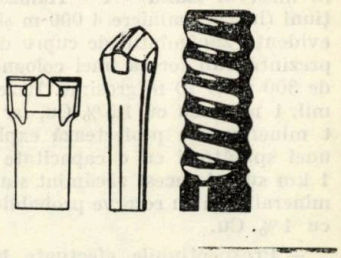
3. SIMBA—cărucioare mecanizate pentru perforarea găurilor lungi cu unul sau două perforatoare. Conduse de un singur om, cărucioarele mobile SIMBA perforează de peste trei ori metrajul om/schimb realizat prin perforatoarele montate pe coloană.



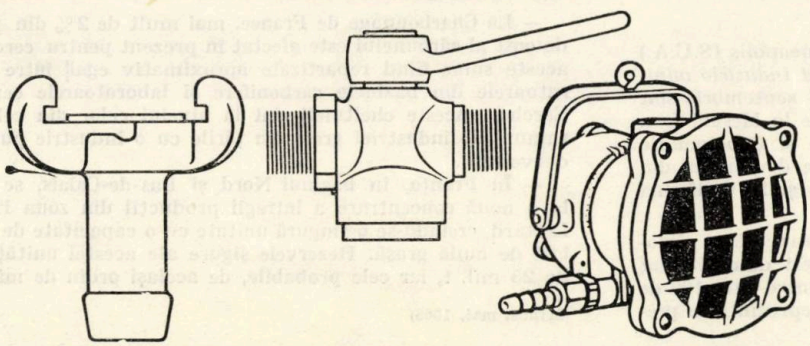
4. Patru tipuri de catarge (fleșe) hidraulice pentru perforarea în galerii și tunele: de lungime fixă sau cu fleșă extensibilă care perforează automat găuri paralele, în afară de alte două tipuri de catarge cu răsturnare. Toate tipurile sînt construite din piese standardizate, astfel încît orice tip poate fi transformat în oricare altul.



5. Încărcător cu siloz basculant pe pneuri pentru încărcarea economică de mare capacitate—încarcă, transportă și golește. Tipul cel mai mare are cupa de 0,5 m³ și silozul de 2 m³. Încărcătoare pe șine de capacități pînă la 0,6 m³.



6. Echipament complet de sfredele Sandvik Coromant: sfredele integrale și sfredele de prelungire cu filet rotund și tăișuri de diferite forme și mărimi, scule de lucrat piatră, de forat găuri în linie, fasonare, marcare etc.



7. Accesorii: mașini de ascuțit prin polizare fixe sau portative, lămpi electo-pneumatice, ungătoare pentru perforatoare și alte scule, pompe submersibile, accesorii pentu conducta pneumatică inclusiv ventile, cuplaje, robinete etc.

Vă invităm să vedeți produsele noastre la

EXPOZIȚIA INDUSTRIALĂ SUEDEZĂ

care va avea loc la București în perioada 8-16 octombrie 1968

Pentru documentații suplimentare folosiți cuponul alăturat, pe care îl expediați la MAȘINIMPORT București, str. M. Eminescu nr. 10, sector I

Vă rugăm a ne trimite informații asupra utilajelor de mai sus în limbile :

- ☐ Engleză
- ☐ Germană
- ☐ Franceză

1	2	3	4	5	6	7
☐	☐	☐	☐	☐	☐	☐

Numele

Profesia

Întreprinderea

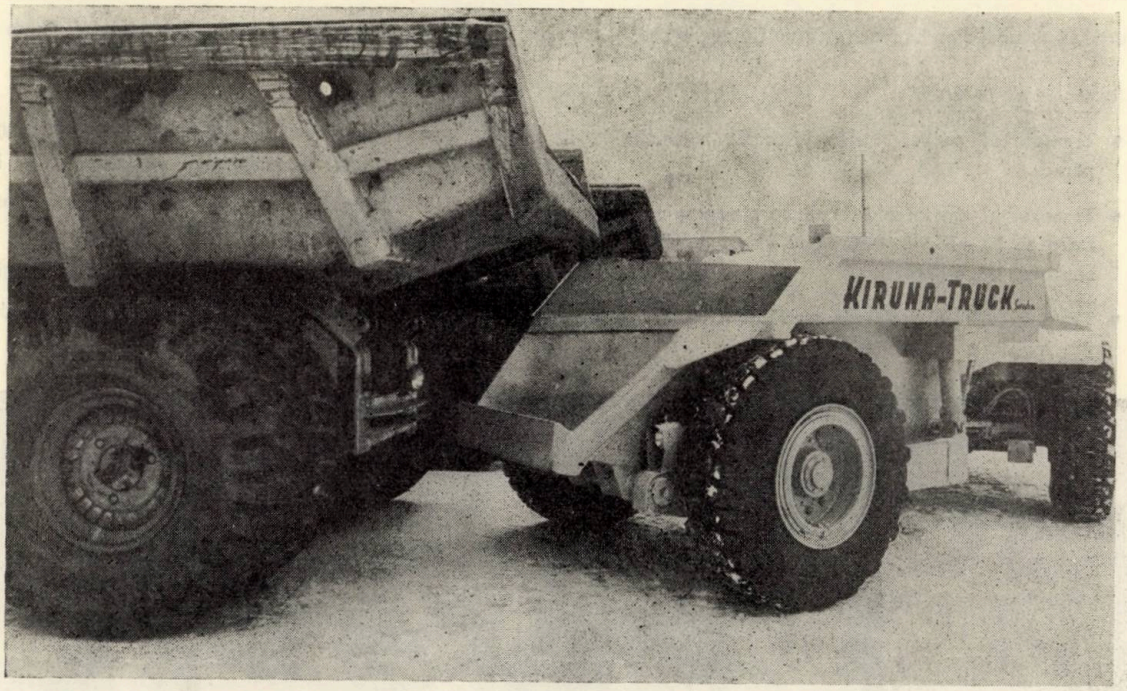
Adresa

01/68

Atlas Copco

Atlas Capco 105 23 Stockholm 1, Suedia

Camionul KIRUNA lîngă un gigant?
Nu! Doar lîngă un camion obișnuit



CAMIONUL KIRUNA

Este inegalabil pentru durata în serviciu și cheltuieli mici de întreținere

Construcția joasă

Figura de sus arată construcția neobișnuit de joasă a camionului Kiruna în comparație cu un camion obișnuit. Construcția joasă brevetată este unul din factorii care contribuie la economia în lucru a camionului Kiruna. Aceasta reduce sensibil eforturile de tangaj și tamponare la curbe și la drumuri proaste, care la rîndul lor ușurează sarcina pe elementele care suportă greutatea, precum și asupra transmisiei, micșorînd uzura pneurilor. Camionul poate fi făcut astfel mai simplu și mai ușor cu greutate moartă mică și sarcină utilă corespunzător mărită

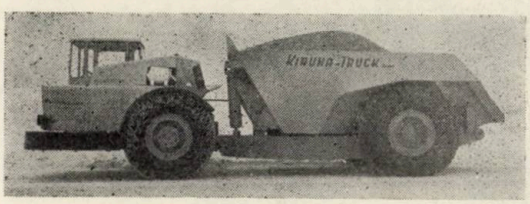
De ce? Cuplare articulată suspensie pe trei puncte

Alt factor care contribuie la economia în funcționare a camionului Kiruna, atît pentru transport la suprafață cît și în subteran, este construcția conexiunii articulate, brevetată, între motor și caroserie.
Aceasta izolează complet motorul de tangajul și săriturile părții care poartă încărcătura.
Camionul Kiruna constă în esență din două părți cu suspensie pe trei puncte care permite fiecărei roți ca în mod continuu, automat și independent, să ia poziția dictată de suprafața șoselei. Nu au loc eforturi asupra caroseriei și nici mutarea sarcinii pe o singură roată; toate cele patru roți aderă continuu pe teren.

Fiecare camion Kiruna este compus dintr-un motor de tip standard și o caroserie dimensionată pentru folosirea optimă a capacității de transport, față de materialul care trebuie transportat.

$$\text{Volumul cutiei} = \frac{\text{capacitatea de transport}}{\text{greutatea pe unitatea de volum}}$$

Capacitatea de transport este determinată de viteza de transport și condițiile șoselei, în limitele puterii motorului.



Camionul Kiruna, prezentat alăturat, cu motor de 162 CP și caroserie de 16 m³ este construit pentru a transporta 25 t în sus pe plane înclinate.

Cabina părții tractoare a tipului K 162 are suspensie independentă, frînă dinamică electromagnetică și un purificator catalitic al eșapamentului.
Înălțimea pînă la marginea buncărului este de numai 2.160 mm, lungimea totală 8.365 mm, lățimea 3.000 mm. Greutatea camionului gol este de 17 t.

Pentru specificări de detaliu sau alte informații luați contactul cu

MINING TRANSPORTATION Co KIRUNA — SUEDIA

Cablu Kirunatruck — Telex 8751 Telefon 0980/12325

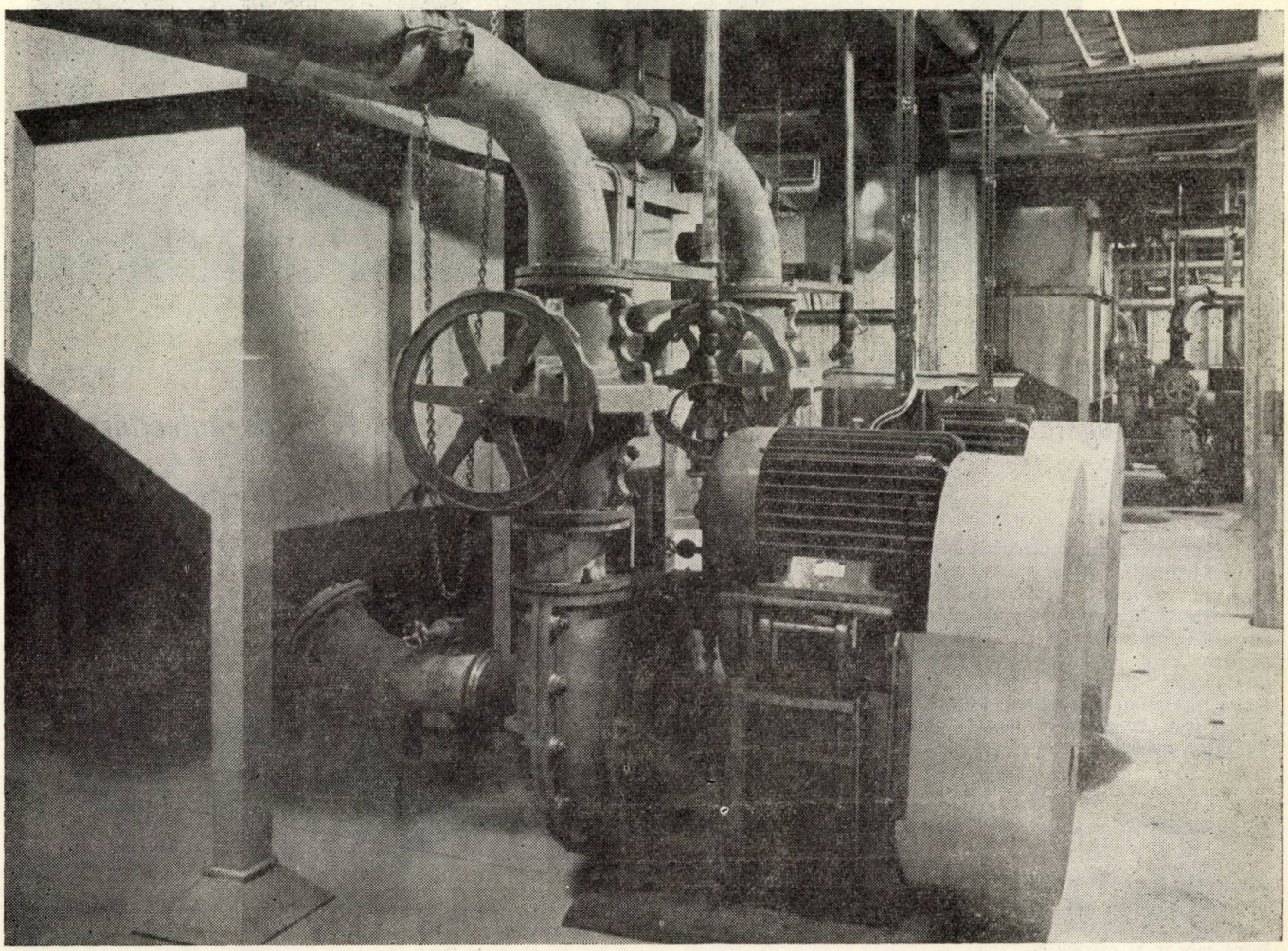
Pentru noile instalații de preparare de la Kiruna și Leveäniemi am livrat mai mult de 120 pompe blindate.

POMPE DE CAUCIUC BLINDATE MORGÅRDSHAMMAR

Tipurile Hydroseal sînt fabricate pentru fluide vîscoase și corozive după brevetul firmei USA Allen-Sherman-Hoff Pump Co., Paoli, Pensilvania.

Domeniile de folosire:

- Transportul pulpei (fluide vîscoase) în instalațiile de preparare.
- Transportul amestecului crud de ciment pînă la o concentrare de 70—75 %. Materialul vîscos de la amestecator la cuptorul de ardere.
- Transportul rămășițelor de sfeclă de la instalațiile de spălare din industria zahărului.
- Transportul de „Mesă", deseori la 100 °C, a calcarelor, oxidului de magneziu, piritelor etc. în industria celulozei.
- Transportul de nisip în pietriș, în balastiere și instalațiile Rheax.
- Transportul de nisip și noroi în instalațiile de limpezire.
- Transportul pulpei (tulburelii) cu efect de mascare în tuburi lungi prin pompe în serie.



MORGÅRDSHAMMAR

Vizitați standul nostru nr. 10 de la EXPOZIȚIA INDUSTRIALĂ SUEDEZĂ care va fi deschisă între 8 și 16 octombrie în București

MINISTERUL MINELOR

DIRECȚIA GENERALĂ DE PROSPECȚIUNI ȘI EXPLORĂRI MINIERE

Întreprinderea de prospecțiuni și laboratoare I.P.L. București B-dul N. Titulescu nr. 85-87

— Execută lucrări de cercetări geologice (prospecțiuni geologice, geofizice și geochimice) pentru descoperirea zăcămintelor de minereuri auro-argentifere, neferoase, de fier, sare și nemetalifere, cărbuni etc., precum și pentru majorarea volumului de rezerve ale zăcămintelor în extinderea actualelor exploatări.

— Execută studii geologice de sinteză și expertize geologice.

— Contractează separat lucrări de măsurători geofizice, analize chimice, mineralogice și spectrografice, studii hidrogeologice, ridicări topo și triangulații.

— Execută asistență geologică pe bază de contracte cu beneficiarii executanți de lucrări geologice.

— Execută lucrări de explorare prin foraje de adîncime medie geologice și hidrogeologice), precum și prin lucrări miniere de suprafață și în subteran (șanțuri, puțuri, galerii, suitori și lucrări speciale).

Execută lucrări de construcții miniere, pe baza proiectelor puse la dispoziție de beneficiari.

— Activitatea întreprinderii **se extinde în toate regiunile țării și în străinătate,** pe bază de convenții sau contracte încheiate cu părțile interesate.

Pentru realizarea obiectivelor urmărite, întreprinderea este dotată cu laboratoare de analize chimice, mineralogice, spectrografice și constante fizice, sectoare de prospecțiuni geologice, geofizice (carotaj electric și radioactiv, măsurători de deviație, cavernometrie, termometrie, electrometrie și magnetism), geochimie, hidrogeologie, topografie și cartografie, precum și utilajele necesare executării lucrărilor de explorare.

Salina

SLĂNIC

★ **SARE COMESTIBILĂ STAS 1465/58**

- sare bulgări de 5 – 50 kg
- sare uruială în granulaţie de 2 – 4 mm ambalată în saci de 50 kg şi vrac
- sare măruntă iodată în granulaţie de 0 – 2 mm ambalată în saci de 50 kg
- sare fină iodată în granulaţie de 0,03 – 1 mm ambalată în pachete de 1 kg

★ **SARE INDUSTRIALĂ NEAMBALATĂ DE DIFERITE SORTIMENTE STAS 2906/51**

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIX Nr. 9 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Михайлович Н. *К вопросу о классификации минеральных ресурсов.*

Приводится сравнительный анализ разных систем классификации запасов и предлагается принятие упрощенной классификации.

Янку, Г., Силаш, И. и Бэдулеску И. *Вклад в установление теоретических основ промышленных условий качественной характеристики рудных месторождений.*

В статье описывается применение метода расчета, опубликованного Здоровым по схеме используемой другими авторами при определении промышленного условия: минимального содержания по панели.

Габруан, В. и Курпэн К. *Методы разработки большой производительности, применяемые в бассейне Байа Маре (V).*

Фейеш, Л. и др. *Некоторые соображения относительно метода разработки лавами, механической выемки и металлического крепления в 3 пласте шахтного предприятия Вулкан.*

Описываются достижения путем внедрения комбайновой выемки и крепления стойками ферроматик в 3 пласте VIII блока на шахте Вулкан.

Костаке Г. *Применение гидроциклонов при бурении буровыми станками.*

Дается описание в общих чертах теоретических принципов, способа работы и приводятся результаты опытов, произведенных на стройках.

Гицеску Тамара и Илие, П. *Особенности руды Шуйор и соотношение самородного золота и других металлов*

Авторы анализируют содержание золота в руде Шуйор во взаимосвязи с рудными структурами

Фрэцилэ, Н. и др. *Соображения относительно возможностей обогащени урановых руд с содержанием высших органических параметров (твердые углеводороды)*

Описываются проведенные исследования с урановой рудой, содержащей высшие органические полимеры в целях определения возможностей предварительного обогащения её гравиметрическими способами.

ЗАМЕТКИ

СООБЩЕНИЯ

INHALT

Mihailovici, N. *Über die Klassifizierung der Vorräte an Mineralien.*

Es wird eine Vergleichsanalyse der verschiedenen Klassifizierungssysteme dargelegt; gleichzeitig wird auch der Vorschlag für die Annahme einer vereinfachten Klassifizierung gebracht.

Iancu, G., Silaş, I. und Bădulescu, I. *Beiträge zur Bestimmung der theoretischen Grundlagen einiger industrieller Verbesserungsbedingungen für Erzlagerstätten.*

Im Aufsatz wird die Anwendung eines von Zdorov veröffentlichten Berechnungsverfahren, auf Grund eines von anderen Verfassern gebrauchten Schemas, zwecks Bestimmung der industriellen Bedingung: minimaler Durchschnittsgehalt pro Abbaufeld beschrieben.

Gabrian, V. und Curpăn, C. *Hochleistungsfähige Gewinnunngsverfahren, die im Bergbaugebiet Baia Mare angewendet werden (V)*

Feyeş, L. u.a. *Betrachtungen hinsichtlich des Abbauverfahrens im Strebbau, der mechanischen Gewinnung und des Stahlausbaues im Flöz 3 der Grube Vulkan.*

Es werden die Ergebnisse des Abbaues nach Einsatz der Schrämlader und Einführung des Ausbaues mittels Feromatik-Stempel im Flöz 3, Block VIII der Grube Vulkan beschrieben.

Costache, Gh. *Anwendung von Hydrozyklonen bei Bohrarbeiten mittels Bohrkränen.*

Die theoretischen Grundlagen, die Arbeitsweise und die Ergebnisse von Versuchen, die auf den Arbeitsstellen durchgeführt wurden werden in diesem Aufsatz umrissen.

Ghiţescu Tamara und Ilie, P. *Besondere Eigenschaften des Erzes von Suior, sowie das Verhältnis des gediegenen Goldes zu den anderen Mineralien.*

In Abhängigkeit von verschiedenen Strukturen analysieren die Verfasser den Bestand des Goldes in den Şuior-Erzen.

Frăţilă, N. u. a. *Betrachtungen bezüglich der Konzentrationsmöglichkeiten der uranführenden Erze, die hochwertige organische Polymere enthalten (feste Kohlenwasserstoffe).*

Es werden die Versuche, welche mit einem uranführenden, hochwertige organische Polymere enthaltenden Erz, zwecks Bestimmung der Vorkonzentrierung desselben mittels Schwerkraftverfahren, durchgeführt wurden, beschrieben.

NOTIZEN

NACHRICHTEN

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR

SOMMAIRE

Mihailovici, N. *Sur la classification des ressources minérales*

Est présentée une analyse comparative des différents systèmes de classification des réserves minérales, en avançant la proposition d'adopter une classification simplifiée.

Iancu, G., Silaş, I. et Bădulescu, I. *Contributions a l'établissement des fondements théoriques concernant les conditions industrielles qualitatives pour les gisements de minerais.*

Dans cet article on présente une application du système de calcul publié par Zdorov, à une méthode utilisée par d'autres auteurs, pour la détermination de la condition industrielle — la teneur moyenne minimale par panneau.

Gabrian, V. et Curpăn, C. *Methodes d'exploitation à rendement élevé appliquées dans le bassin minier de Baia Mare* (V).

Feyes, L. et autres *Certaines considerations concernant l'application de la methode d'exploitation par tailles chassantes, abattage mécanisé et soutènement métalique dans la veine 3 au siège de Vulcan.*

Sont indiqués les résultats acquis à la suite de l'application de l'abattage à la haveuse-chargeuse et du soutènement par étançons Féromatik dans la veine 3 bloc VIII au charbonnage de Vulcan.

Costache, Gh. *L'application des hydrocyclones au forage à la sondeuse*

On ébauche les principes théoriques, le mode de travail et l'on indique les résultats de quelques expérimentations effectuées dans les chantiers.

Ghiţescu Tamara et Ilie P. *Particularités du minerai de Suior et relations de l'or avec les autres minéraux.*

Les auteurs examinent la présence de l'or dans le minerai de Suior, en relation avec différentes structures.

Frăţilă N. et autres *Considerations sur les possibilités de concentration des minerais uranifères contenant des polymères organiques supérieurs (hydrocarbures solides).*

Sont présentées les recherches effectuées avec un minerai uranifère contenant des polymères organiques supérieures, en vue d'établir les possibilités de préconcentration de celui-ci, par des procédés gravitationnels.

NOTES

ECHOS

CONTENTS

Mihailovici, N. *About the classification of mineral resources*

A comparative analysis of different classification systems of reserves is presented and a sugestion is made for adopting a simplified classification.

Iancu, G, Silas, I. and Bădulescu, I. *Contributions towards establishing the theoretical basis of some industrial conditions of qualitative character for mineral deposits.*

The article presents an application of the calculation method published by Zdorov, on a scheme used by other authors to determine the industrial condition : minimum average content of a panel.

Gabrian, V. and Curpăn, C. *High productivity methods of working applied at the Baia Mare mineral deposit* (V)

Feyes, L. et al. *Some considerations on the method of working by longwall faces, mechanized cutting and metallic support in the nr. 3 seam at Vulcan Colliery.*

The article describes results of trials to introduce a cutter loader and support with Ferromatik hydraulic props in nr. 3 seam VIII th district at Vulcan Colliery.

Costache, Gh. *The use of hydrocyclones in drilling.*

The paper sketches the theoretical principles, method of working and results obtained on trials carried in practice.

Ghiţescu Tamara and Ilie P. *Particular aspects of the Suior ore and relations of the gold with other minerals.*

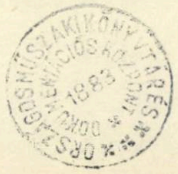
The authors analyse the presence of gold in the Suior ore, in various structures.

Frăţilă N. et al. *Considerations regarding the possibility to concentrate uranium ores containing superior organic polymers (solid hydrocarbons).*

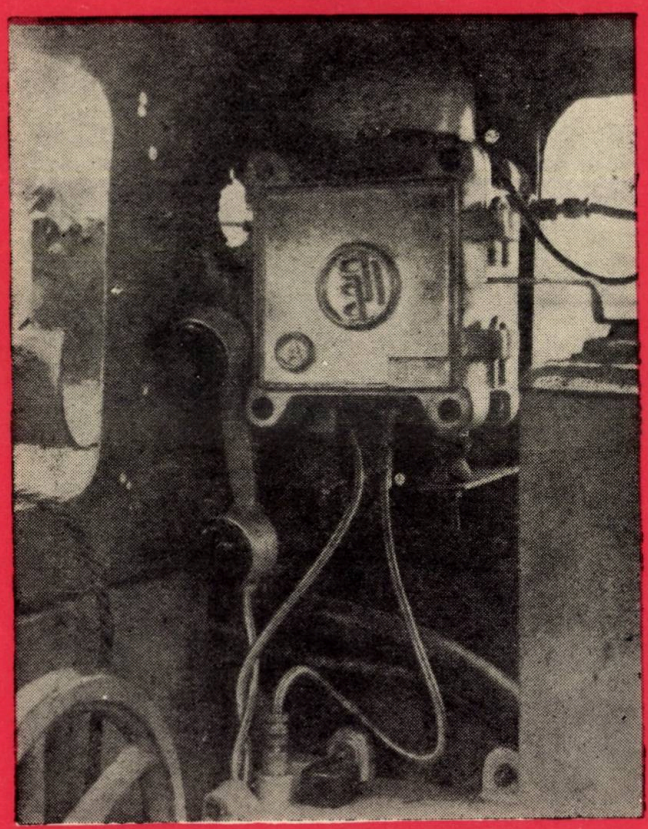
The article presents research carried on an uranium ore containing superior organic polymers, in view of determining the possibility to preconcentrate such, by gravitational methods.

NOTES

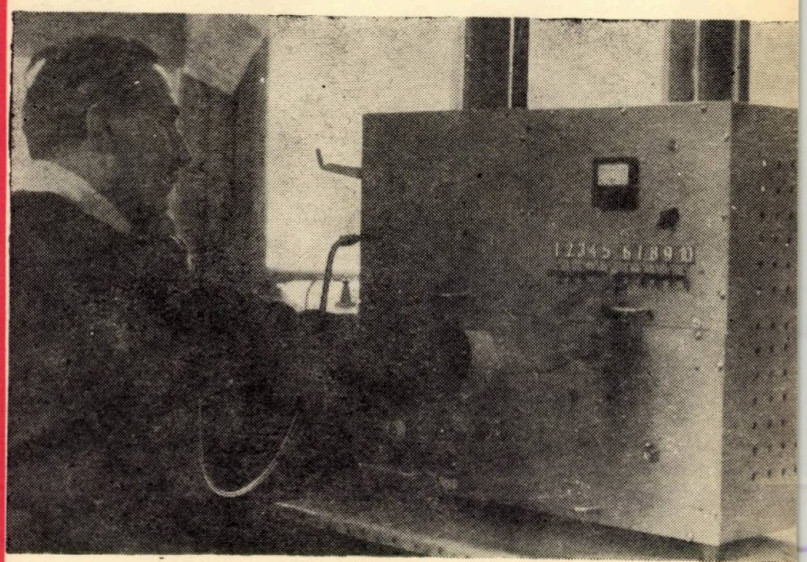
NEWS



INTREPRINDEREA MINIERĂ PLOIEȘTI

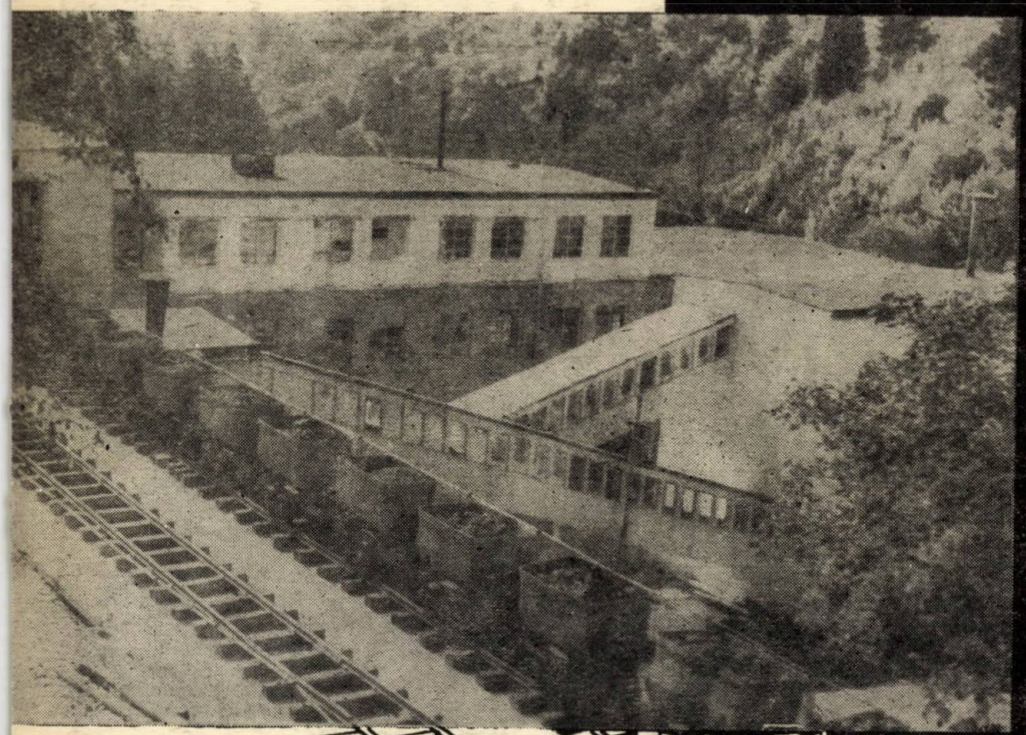


Postul emisie - receptie tranzistorizat, instalat pe locomotive

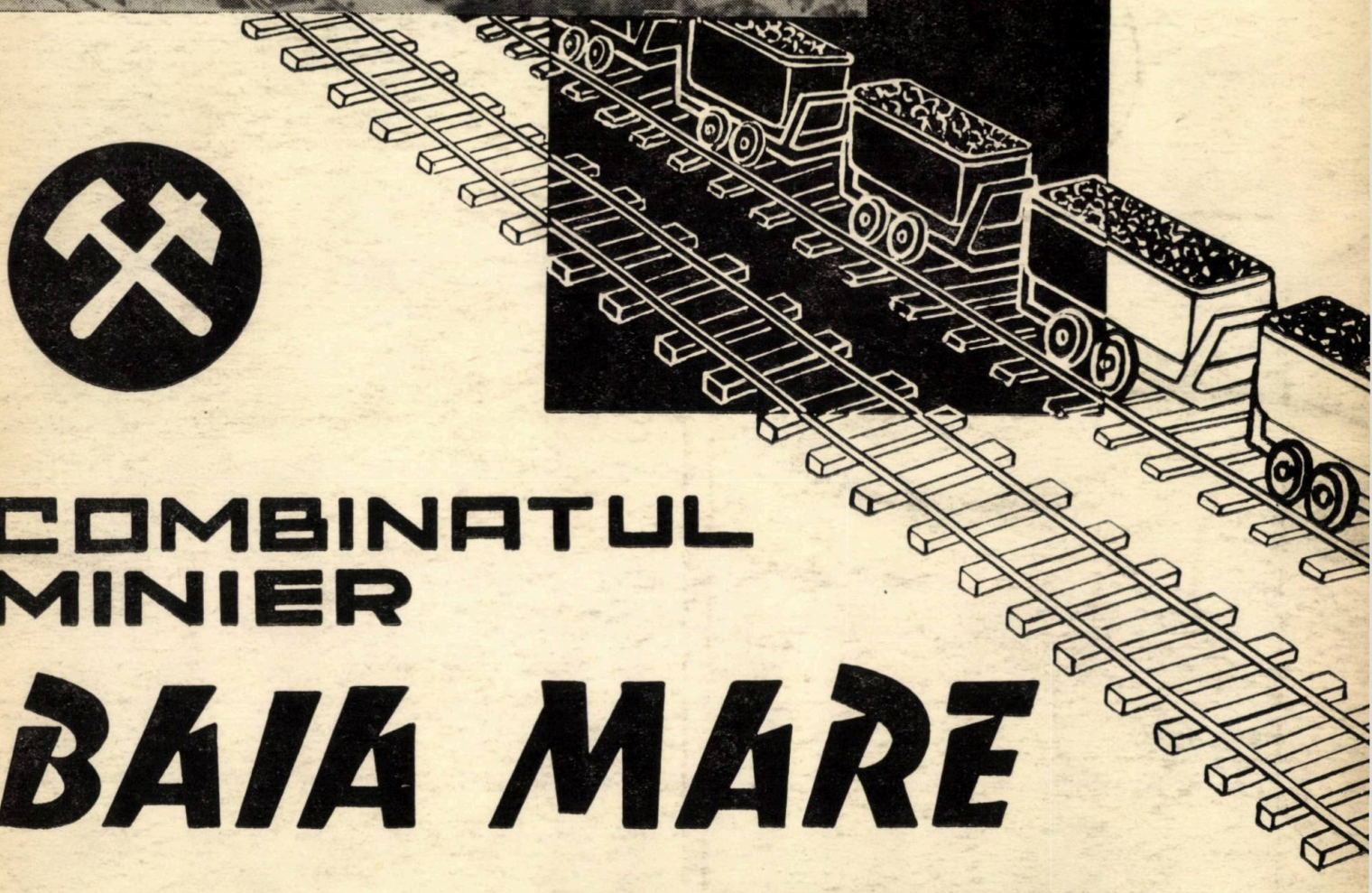


Statia dispecerului, emisie - receptie cu apel selectiv.

FLOTAȚIA E. M. BĂIUȚ



1968 OKT



COMBINATUL MINIER

BAIA MARE

E 1433

10

VOLUMUL XIX

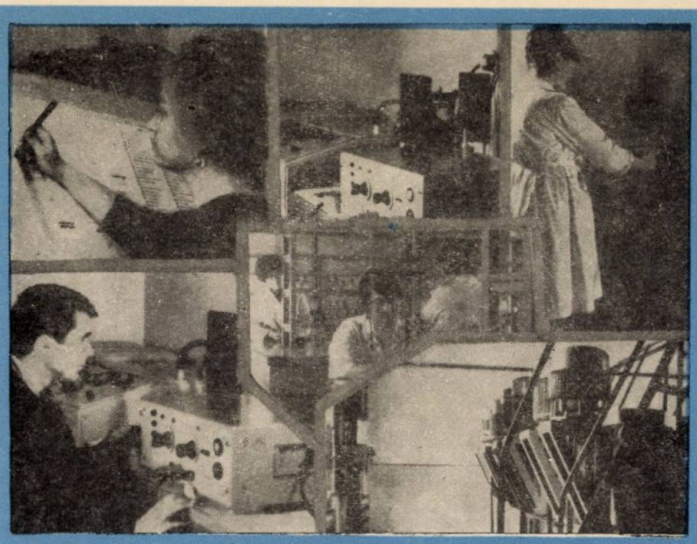
1968

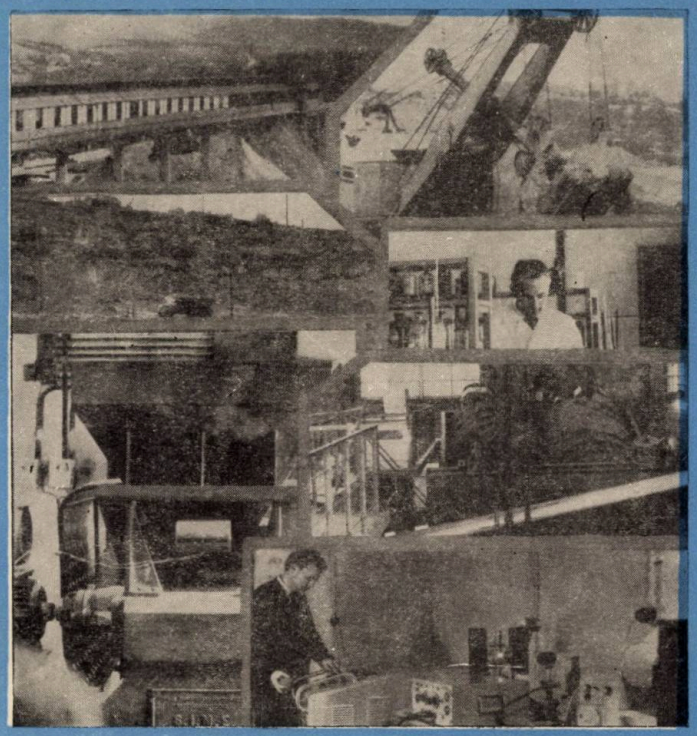
OCTOMBRIE

REVISTA MINELOR

CCSN CLUJ, CENTRUL DE CERCETARI PENTRU SUBSTANȚE NEMETALIFERE

din cadrul Întreprinderii miniere Cluj, cu sediul în Cluj, str. Căii Ferate nr. 10-11, telefon 22330, interior 181, interurban 24, telex 031 sau 227, execută lucrări de cercetări, studii și analize pentru minerale nemetalifere, argile refractare, roci, minereuri de fier, ape reziduale, la cererea unităților interesate din industria minieră și alte ramuri, din întreaga țară, pe bază de convenții și contracte. Pentru realizarea obiectivelor urmărite, CCSN-CLUJ este dotat cu laboratoare de analize chimice și fizice, cu aparatură modernă pentru analize microscopice, granulometrice-micronice cu piloți pentru încercări fizice și de preparare mecanică și sortare calorimetrică, precum și cu personal tehnic de înaltă calificare, încadrat în serviciile sale de cercetare minieră și de preparare.





CCSN—CLUJ execută:

- studii de cercetări pentru metode de exploatare în subteran și la suprafață:
- colaborări la studii de aeraj;
- studii geologice și miniere;
- clasări de nisipuri
- încercări de flotație
- încercări de înnobilare chimică;
- clasări colorimetrice SORTEX
- secțiuni microscopice
- secțiuni lustruite
- analize microscopice
- analize granulometrice micronice
- determinări de grad de alb
- microfotografii
- studii mineralogice și petrografice
- analize calitative de dispersie medie pentru Fe, Si, Ca, Mg, Ti
- analize semcantitative pentru elemente
- determinări radiometrice calitative
- determinări de radiochimie
- analize fizice (granulometrice, componente levigabile, rezistențe mecanice, permeabilități punct vitrificate, plasticitate' etc)
- analize chimice complete (silicați' minereuri de fier, silice liberă' calcare și dolomite, ape).

- CAOLIN de Aghireș STAS 232/53 pentru ceramică fină și electroceramică
- NISIP SPĂLAT de Aghireș STAS 5609/66 pentru turnătorii, sticlă și porțelan
- NISIP SPĂLAT SPECIAL de Aghireș NI 172/65 pentru turnătorii
- FELDSPAT MĂCINAT de Muntele Rece—Cluj STAS 268/65 pentru ceramică fină, electroceramică, sticlă, electrozi
- BENTONITĂ MĂCINATĂ LIANT de Valea Chioarului—Cluj STAS 3624/62 pentru turnătorii
- CALCAR (calibrat) STAS 5297/63 pentru furnale, STAS 3967/55 pentru industria sodică
- DOLOMITA (calibrată) de Buru pentru sticlă și ceramică fină
- ARGILE REFRACTARE de Suncuiuș STAS 2554/62 pentru industria siderurgică
- CONCENTRAT DE FIER de Căpuș NI 157/64 pentru siderurgie;
- PĂMÎNTURI REFRACTARE de Popești NI 75/55 pentru siderurgie.

ÎNTREPRINDEREA MINIERĂ–CLUJ

cu sediul în Cluj, str. Horia 78, telefon 22830, interurban 24, telex 031 sau 227, produce și livrează la cererea consumatorilor din țară o gamă variată de sortimente miniere preparate și calibrate, pentru multiple utilizări în industria națională.

E 1433

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 10 1968

Cuprinsul

Gabrian, V. şi Curpăn, C.	**Metode de exploatare de mare productivitate aplicate în bazinul minier Baia Mare (VI).**	405—413
Fodor, D.	**Metode noi de împuşcare în minerit**	414—421
Milcoveanu, D.	**Metodele cercetării operaţionale.**	422—429
Fechete, A. şi Albert Margareta	**Contribuţii la cunoaşterea genezei zăcămîntului cuprifer de la Bălan.**	430—440
Pomîrleanu, V. şi Movileanu, A.	**Temperatura de cristalizare a muscovitului din diverse pegmatite**	441—443
Ilie, P., Götz, A. şi Ganitchi Eugenia	**Flotarea cuprului din zgurile rezultate la topirea în suspensie a concentratelor**	444—446
Matei, I., Dicu, Al. şi Dima, M.	**Cercetări privind reducerea conţinutului de umiditate al aerului în perioada de vară la Salina Ocna Dej.**	447—453

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

REVISTA MINELOR
ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA
ANUL XIX Nr. 10 1968

METODE DE EXPLOATARE DE PRODUCTIVITATE MĂRITĂ APLICATE ÎN BAZINUL MINIER BAIA MARE (VI)

Dr. ing. V. GABRIAN şi ing. C. CURPĂN

În seria de articole publicate pe această temă s-au arătat preocupările pe linia îmbunătăţirii indicatorilor tehnico-economici, pe care-i determină folosirea diferitelor metode de exploatare, aplicabile în condiţiile foarte variate pe care le oferă zăcămintele filoniene din regiunea minieră Baia Mare.

În ultima perioadă în unităţile noastre s-au depus eforturi multiple şi complexe pentru a contribui la reducerea preţului de cost, la mărirea productivităţii muncii, la îmbunătăţirea continuă a condiţiilor de muncă din subteran şi uzinele de preparare mecanică a minereurilor. S-au obţinut rezultate pozitive în problema împuşcării, a susţinerii unor lucrări miniere prin folosirea torcretării, ancorării, a bolţarilor din beton pentru rostogoluri, a cadrelor metalice ; prin folosirea unor utilaje şi scule mai bune (perforatoare, sfredele, locomotive etc.) ; în problema valorificării mai bune a minereurilor în uzinele de preparare prin întrebuinţarea unor reactivi mai eficace, a unor procedee tehnologice noi ş.a.

Fiecare din acestea a adus contribuţii importante în cadrul fluxului tehnologic excavare — transport — preparare, dar considerăm că efectul economic cel mai important — este legat de suma de operaţii şi procese care formează metoda de exploatare folosită.

Metoda de exploatare utilizată are multiple influenţe directe şi indirecte asupra întregului flux tehnologic.

Astfel, între consecinţele directe enumerăm :

a. Productivitatea muncii la nivelul abatajului, care intervine cu cea mai mare pondere în preţul de cost al tonei de minereu excavat prin cuantumul salariilor.

Ponderea salariilor în preţul de cost al unei tone de minereu excavat şi rulat, funcţie de ponderea metodelor de exploatare gravitaţionale, realizată în două perioade în unele mine ale combinatului, este redată în tabela 1.

Tabela 1

Comparaţia dintre scăderea ponderii salariilor în preţul de cost mediu al unei tone de minereu excavat (şi rulat) în abataj, în raport cu creşterea ponderii metodelor de exploatare gravitaţionale

Mina	Scăderea ponderii salariilor 1967 : 1964 %	Creşterea ponderii metodelor gravitaţionale 1967 :1964, de x
Nistru	8	15,4
Herja	44	9,1
Cavnic	9	1,3
Baia Borşa-Toroioaga	22	3,8

b. Susţinerea tavanului şi pereţilor camerelor care, în condiţiile unor roci caracterizate printr-o stabilitate mai puţin pronunţată, depinde în foarte mare măsură de viteza de exploatare sau de timpul cît pereţii şi tavanul lucrărilor stau descoperite total sau parţial.

c. Numărul de rostogoluri pentru evacuarea minereului care au o pondere însemnată în preţul de cost, fie ca manoperă consumată pentru executarea acestora, fie ca consum de materiale la care se adaugă efectul întreruperilor generate de construirea lor, de reparaţia lor ş.a.m.d.

d. Rambleierea golurilor create este de asemenea un aspect cu influenţă mare asupra ritmicităţii producţiei abatajului, asupra vitezei de excavare, asupra ponderii cheltuielilor determinate de această operaţie în preţul de cost al minereului la nivelul gurii de evacuare.

e. Aerajul local al abatajului, cu consecinţele determinate de poziţia feliei, de lungimea ei, de numărul de rostogoluri şi de suitori, de numărul de găuri care se împuşcă sau de cantitatea de minereu excavată pe ciclu etc.

f. Diluţia cantitativă are o pondere însemnată, în special la exploatarea filoanelor foarte subţiri; pe măsură ce grosimea filoanelor creşte, influenţează într-o proporţie mai redusă.

Influenţa diluţiei cantitative este concretizată în mărirea cheltuielilor de extracţie-preparare şi mărirea procentului de pierderi la preparare.

g. Pierderile cantitative [6] care caracterizează în special metoda de exploatare cu rambleiere consecutivă, contribuie la micşorarea coeficientului de extracţie din zăcămînt şi la mărirea costului metalului în concentrate.

Dintre consecinţele indirecte pe care le determină utilizarea unei metode de exploatare sau alteia, menţionăm :

a. Cuantumul lucrărilor de deschidere, pregătire şi complimentare care influenţează preţul de cost şi durata de intrare în exploatare a blocului.

b. Capacitatea de producţie a blocului care afectează structura organizatorică a transportului de minereu, rambleu şi materiale.

La acestea considerăm suficient a da trei exemple de la una din minele noastre :

— Sub orizontul X al acestei mine se exploatează pilierii de cap de la trei blocuri, care dau 4% din producţia zilnică a minei. În acest scop se întreţin 300 m de rostogoluri, 3 000 m de galerie de acces şi aeraj, 6 000 m de conducte de aer şi apă etc.

— Pentru introducerea pe puţ a unui metru cub de lemn de mină este necesar tot atîta timp cît este şi pentru evacuarea a 20 t minereu (sau pentru introducerea lemnului de mină este necesar tot atîta timp cît pentru evacuarea a 35% din producţia de minereu), şi asta numai pe un puţ. Dacă ţinem seama că uneori faptul acesta se repetă la două puţuri, lucrurile au un efect negativ şi mai mare.

Semnificativ este şi aspectul următor : la una din minele noastre se consumă anual circa 150 000 bolţari din beton. Într-un vagonet se încarcă circa 15 bucăţi deci se scot din circuitul normal zilnic circa 33 vagonete pentru aprovizionarea locurilor de muncă cu bolţari, aceasta conducînd la micşorarea coeficientului de folosire a vagonetelor.

Cele de mai sus capătă o importanţă şi mai mare cu cît numărul locurilor de muncă este mai ridicat şi cantităţile de aprovizionat devin mai mici.

c. Însumarea aspectelor tratate anterior şi transformarea lor în valori, respectiv analiza ponderii cu care acestea intră în preţul de cost, este redată în tabela 2.

Tabela 2

Structura preţului de cost la una din minele Combinatului minier Baia Mare

Denumirea fazei, operaţiei, procesului etc.	Volumul cheltuielilor, %
Lucrări de pregătire	3
Abataj (excavare, susţinere, rambleiere)	19
Producerea şi transportul rambleului	7,5
Transportul minereului	5,5
Subtotal	35
Întreţinere lucrări miniere	3
Întreţinere şi reparaţii maşini şi instalaţii în subteran	5
Aeraj	1,3
Evacuare ape	1,1
Iluminat în subteran	1,1
Total cheltuieli în subteran	46,5
Întreţinere utilaje suprafaţă	2,2
Cote diverse	0,8
C.G.S.	16,2
C.G.I.	6,3
Total cheltuieli extracţie	72%
Preparare	28%
TOTAL GENERAL :	100%

În legătură cu consecinţele metodelor de exploatare folosite se mai pot remarca următoarele.

Referitor la productivitate o dublare a productivităţii muncii (la mina luată în discuţie) are drept consecinţă directă micşorarea cheltuielilor la nivelul abatajului cu 31,5%, ceea ce la nivelul minei se reflectă prin reducerea costurilor în proporţie de 11,3% sau la minereu extras cu o reducere în proporţie de circa 7,3%; se ajunge la o reducere a preţului de cost al tonei de metal cu circa 5,8%.

Pe de altă parte, drept consecinţă indirectă dublarea productivităţii muncii duce la micşorarea numărului de fronturi de lucru active la aproximativ jumătate, ceea ce influenţează asupra organizării transportului şi asupra volumului de întreţinere curentă a galeriilor. Consecinţele indirecte duc la reducerea preţului de cost al tonei de metal cu circa 1,9%.

În acelaşi mod fiecare din elementele constituente ale proceselor de producţie, fazelor şi operaţiilor are influenţe (directe sau indirecte) mai mari sau mai mici asupra preţului de cost al minereului extras sau prelucrat, respectiv al tonei de metal în concentrate.

În aceleași proporții influențează diluția și pierderile.

Astfel, dacă ținem seama de experimentările făcute anterior [6] și verificate ulterior [7, 8, 9], la reducerea pierderilor în vatra de rambleu cu numai o treime, creșterea recuperării în metal este de ordinul a 10-11%, scăderea costurilor pe tona de metal extras în concentrate este de ordinul a 10%, iar creșterea beneficiilor de ordinul a 8%.

În felul acesta o analiză mai atentă a elementelor ce concură în realizarea indicatorilor finali ai unei exploatări poate indica anumite căi, de factură mai simplă sau mai complexă, privind reducerea prețului de cost indicînd, atît măsurile cele mai eficiente pentru reducerea acestuia concomitent cu mărirea coeficientului de extracție în metal, cît și aspectele ce trebuie luate în considerare pentru un calcul comparativ mai complet.

★

În perioada 1961-1964 pe lîngă studiile privind îmbunătățirea unor tehnologii de lucru s-au elaborat o serie de metode sau variante noi de metode de exploatare ca cele expuse în ciclul de articole la care ne-am referit.

Din figura 1 se poate observa scăderea ponderii producției extrase prin metode cu transport gravitațional, pînă la sfîrșitul trimestrului III 1964. Scăderea ponderii producției prin metode gravitaționale se datora unor

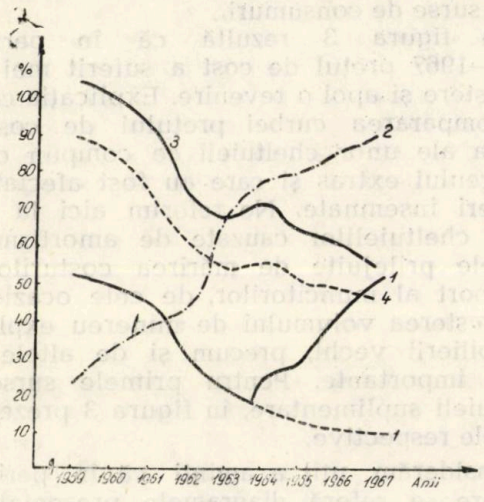


Fig. 1

1 — Curba ponderii producției extrase prin metode cu transport gravitațional; 2 — curba creșterii volumului producției planificate; 3 — curba scăderii conținutului analizat în minereul extras; 4 — curba scăderii cantității de metal recuperat față de conținutul original.

condiții obiective și subiective ca cele privind în special stabilitatea rocilor înconjurătoare și a minereului cît și organizarea necorespunzătoare a lucrului. Acestea au determinat închiderea unor abataje din cauza surpării culcușului și acoperișului, cimentării minereului datorită procesului de oxidare etc.

După cum era și de așteptat, productivitatea în abataje urma o scădere continuă.

Influența scăderii ponderii producției extrase prin metode de transport gravitațional era cu atît mai negativă cu cît volumul total al producției era în continuă creștere, ceea ce aducea după sine creșterea volumului de lucrări de deschidere și pregătire. La acestea se adaugă scăderea continuă a conținutului planificat pentru minereul extras.

De menționat că luînd în considerație condițiile de aplicare ale diverselor metode de exploatare, tratate de manualele de specialitate, s-a ajuns ca o serie de studii și STE efectuate în cadrul combinatului, a unor unități de proiectare și de către exploatări, să prevadă scăderea în continuare a ponderii metodelor de exploatare cu transport gravitațional; scăderea preconizată este reprezentată în figura 1 prin continuarea curbei *1* cu linie punctată.

În aceste condiții s-a acționat în primul rînd prin adoptarea unor metode care să permită extinderea transportului gravitațional în condiții de zăcămînt la care metodele clasice cu înmagazinare prezentau un domeniu limitat de aplicare și, în al doilea rînd, prin îmbunătățirea metodelor în felii orizontale, susținere și rambleiere consecutivă.

După grosimile de filoane, metodele de exploatare introduse au fost :

1. Pentru filoane foarte subțiri (grosime <0,7 m), metoda de exploatare cu înmagazinare în blocuri scurte, verticale, cu nervuri din steril ales, fără rambleiere ulterioară sau cu rambleiere parțială.

2. Pentru filoane subțiri (0,7—2 m grosime), metoda de exploatare cu înmagazinare în blocuri scurte, verticale, cu nervuri din steril ales și cu rambleiere ulterioară, totală sau parțială, precum și metoda de exploatare în blocuri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere.

3. Pentru filoane de grosime medie (2-4m), metoda de exploatare în blocuri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere, precum și metoda de exploatare cu înmagazinare clasică, însă cu scurtarea blocului la 15-25 m.

4. Pentru filoane groase (4-10 m și chiar mai mult), metoda de exploatare cu blocuri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere și altele.

Experimentarea metodelor de exploatare prezentate mai sus a început în cursul trimestrului IV. 1964, la mai multe mine din regiune, dintre care la mina nr. 1 Nistru a avut volumul cel mai mare, determinînd chiar schim-

bări esențiale în realizarea planului de producție a minereului extras, a lucrărilor de pregătire etc.

Volumul mare al minereului obținut prin noile metode, ca și prin reorientarea spre aplicarea metodei clasice cu înmagazinare, îmbunătățită prin scurtarea — pe lungime — a dimensiunilor blocului, este marcată în diagrama prezentată în figura 1 prin punctul de inflexiune al curbei *1*, care indică procentul de circa 19% la care se ajunsese la sfîrșitul trimestrului III 1964 și creșterea masivă a pantei curbei, în perioada imediat următoare.

De altfel, este de reținut că și în alte diagrame, zona anului 1964—1965 marchează schimbări ale alurii unor curbe, ce reprezintă indicatorii realizați de unitățile combinatului nostru.

I Rezultate obținute prin introducerea unor metode sau variante noi de metode de exploatare

Primul rezultat, cum s-a preconizat de altfel, a fost creșterea masivă a ponderii producției extrase prin metode cu transport gravitațional.

Un al doilea rezultat îl constituie redresarea curbei productivității fizice a muncii la nivelul abatajelor, ca un efect direct al adoptării noilor metode sau variantelor noi ale metodelor de exploatare, enumerate anterior (fig. 2 curba *1*). Din aceeași diagramă se poate observa scăderea ponderii salariilor directe asupra prețului de cost al tonei de minereu extras, ca o consecință a creșterii productivității muncii în abataje (curba 3).

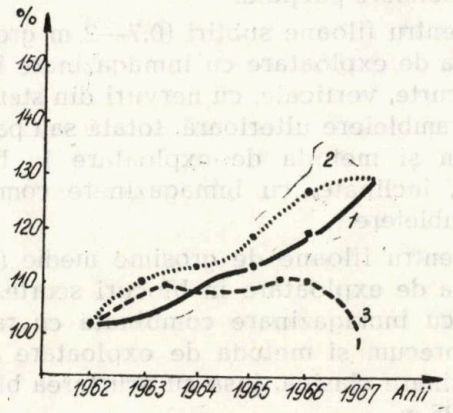


Fig. 2

1 — Curba creșterii productivității fizice, t/ omxan; *2* — curba salariului mediu; *3* — curba ponderii salariilor în prețul de cost al tonei de minereu extras.

Efectul creșterii productivității este cu atît mai pregnant cu cît în perioada respectivă se observă o creștere masivă a salariului mediu (curba 2). Astfel, în anul 1967, față de 1963, creșterea productivității muncii este de 26,46%, iar a salariului mediu de 18,16%, perioadă în care ponderea salariilor în prețul de cost scade cu 6,57%.

Pentru că în valoarea materialelor din prețul de cost al minereului excavat o pondere însemnată o are lemnul de mină și bolțarii

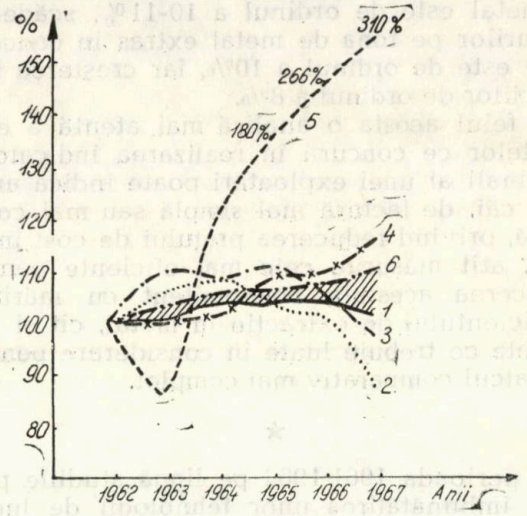


Fig. 3

1 — Curba prețului de cost al minereului extras; *2* — evoluția cheltuielilor privind bolțarii și lemnul de mină; *3* — evoluția salariilor directe; *4* — evoluția cheltuielilor de amortizare; *5* — evoluția cotei cheltuielilor determinate de transportul personalului.

pentru rostogoluri, a căror scădere este determinată de reorientarea masivă spre metodele cu transport gravitațional, în figura 3 redăm și scăderea cheltuielilor provocate de aceste două surse de consumuri.

Din figura 3 rezultă că în perioada 1963—1967 prețul de cost a suferit mai întîi o creștere și apoi o revenire. Explicația constă în compararea curbei prețului de cost cu acelea ale unor cheltuieli ce compun costul minereului extras și care au fost afectate de creșteri însemnate. Ne referim aici la creșterea cheltuielilor cauzate de amortismente, la cele prilejuite de mărirea costurilor de transport al muncitorilor, de cele ocazionate de creșterea volumului de minereu exploatat din pilierii vechi, precum și de altele mai puțin importante. Pentru primele surse de cheltuieli suplimentare, în figura 3 prezentăm curbele respective.

Considerăm util a aminti că în perioada la care se referă diagramele prezentate în figura 3 au intrat în funcțiune patru mașini noi de extracție, trei puțuri de extracție, cinci instalații noi de aeraj principal la cinci mine ale combinatului etc. De asemenea, angajările de muncitori cu domiciliul mai îndepărtat de locurile de muncă au prilejuit însemnate cheltuieli. La acestea s-au adăugat majorări de salarii, schimbarea unor raporturi de prețuri, schimbarea ponderii între minele vechi cu altele noi intrate în producție în anul 1962 și care ating capacitatea de profil în jurul anului 1964 (Șuior, Ilba etc.)

Însumarea elementelor enumerate mai sus și a altora duc la sume ce întrec 60 milioane lei anual.

Apreciem că menținerea prețului de cost la aproximativ același nivel, cu toate cheltuielile suplimentare ce au intervenit, denotă tocmai efectul metodelor de exploatare cu transport gravitațional introduse și care au determinat scăderea costurilor de manoperă, materiale, energie etc. Fără intervenția asupra metodelor de exploatare, prețul de cost mediu ar fi avut alura curbei 6 din figura 3, zona hașurată reprezentînd tocmai o parte din efectele economice ale introducerii acestora.

Tot în legătură cu aceasta, considerăm oportun a menționa că majoritatea variantelor clasice ale metodelor de exploatare folosesc pilieri de siguranță între blocurile în excavare, atît pe direcție, cît mai ales pe înclinare.

Pe parcurs volumul de rezerve blocate în pilieri pe întreg combinatul minier a ajuns să echivaleze cu rezervele de minereu ale uneia din cele nouă exploatări miniere ale combinatului. Pilierii rămași au un conținut aproape dublu față de conținutul mediu al blocurilor în exploatare.

Folosind metoda de exploatare cu înmagazinare clasică, o parte din minereul mărunt, deci de calitate superioară, a rămas deasupra pilierilor, fără posibilitate de recuperare. După rambleierea golurilor rămase în cazul metodei de exploatare prin felii orizontale și rambleu, extragerea pilierilor de deasupra galeriei de cap atrage după sine destul de multe greutăți, ceea ce a dus de multe ori la abandonarea acestor pilieri. Pe de altă parte, recuperarea pilierilor de sub galeria de cap necesită costuri mai mult decît duble față de exploatarea obișnuită. Uneori aceasta impune, pe lîngă altele, menținerea unor orizonturi întregi în întreținere curentă, din cauza cîtorva zeci de mii de tone de minereu care urmează să se exploateze ulterior. Exemplul cel mai concludent îl constituie cifrele din tabela 3.

Tabela 3

Prețul de cost al minereului recuperat din pilieri, în raport cu prețul de cost curent din abataje

Exploatarea	Prețul de cost al minereului excavat din abataje, %	Prețul de cost mediu al minereului excavat din pilieri, %
Herja	100	600
Baia Sprie	100	125
Toroioaga	100	186
Cavnic	100	171
Băiuț	100	169
Nistru	100	151

Datele prezentate în tabela 3 arată că cheltuielile de recuperare a minereului din pilierii de sub talpa galeiei sînt totdeauna mai mari decît ale minereului produs în abataje, indiferent de metoda de exploatare folosită la excavarea acestuia în mod curent din blocuri. Rentabilitatea exploatării acestor pilieri rezidă numai în conținutul metalic mai ridicat al lor, fapt scos în evidență în tabela 4.

Tabela 4

Date comparative privind extracția din pilieri față de restul blocurilor de exploatare

Indicatori	Mina A*		Mina B**	
	1967	tr. I.1968	1967	tr. I.1968
Total minereu extras %				
din care :	100	100	100	100
— din pilieri	31,8	31	4,2	10,6
— din abataje remanente	44,4	47,5	65,2	61
— din abataje cu rambleu	23,8	21,5	30,6	28,4
Conținut mediu, %.				
— în blocurile curente	100	100	100	100
— în pilieri	174	191	182	109

* Ponderea metodei de exploatare cu înmagazinare, acum 10 ani, la mina A era peste 90%.

** Ponderea metodei de exploatare prin felii orizontale cu rambleu și susținere depășea, în perioada precedentă, 60%.

★

Reducerea pierderilor de metal, sub diverse forme, în cadrul procesului de excavare a fost unul dintre cele mai importante rezultate obținute. Curbele *3* și *4* din figura 1 arată scăderea conținutului mediu al minereului extras, precum și curba extracției de metal din minereu.

La aceste rezultate au contribuit mai multe măsuri, dintre care cea mai importantă rămîne creșterea volumului producției extrase prin metode cu transport gravitațional.

Considerăm oportun a reaminti rezultatele unor experimentări efectuate în perioada 1962—1964, 1965 [6,7] cu ocazia cărora s-a demonstrat că pierderile în vatra de rambleu, deși cantitativ reprezintă 1—2%, calitativ acestea dau valori de peste 15%, deoarece acele 1—2 procente din minereu sînt constituite tocmai din blendă, galenă, calcopirită, pirită, etc. care sînt friabile, se mărunțesc și pătrund în rambleu, mineralizîndu-l pe o adîncime ce nu rareori depășește jumătate de metru. În mod practic sînt cazuri cînd unele blocuri, exploatate anterior prin metoda cu rambleiere consecutivă, pot fi reexploatate rentabil, deoarece conținutul de metale utile care se găsește în acest rambleu depășește, sau este la același nivel, cu conținutul mediu din zăcămîntul actualmente în exploatare.

Putem reliefa cu această ocazie rezultatele unor experimentări ale metodei de exploatare de mare productivitate, cu front lung ascendent, cu transportul minereului și rambleului cu screpere, pe grătare metalice (tabela 5).

Tabela 5

Metodele comparate	Productivitate, t/post	Preț de cost, %		Pierderi în vatră, %, determinate prin probare industrială	Efort financiar pentru obținerea în nămol a unui gram de aur, %
		abataj	minereu prelucrat		
Felii orizontale, cu rambleiere consecutivă, transport mecanizat pe grătare din șine *a*	6	100	100	28,2	100
Idem, plus curățirea vetrei sub grătar *b*	4,2	105	113	14,2	95
Idem, cu transport mecanizat pe poditură din scînduri *c*	4	127	103	11	83
Idem, fără podire *d*	5	84	98	35	107

Deși experimentată în condiții de zăcămînt în care ar fi fost posibil a se aplica o metodă cu transport gravitațional, comparația s-a făcut numai cu metode strict similare, în care diferența constă în obiectul intrinsec al propunerii (transportul mecanizat pe panouri din șine, față de transportul mecanizat pe poditură din scînduri sau fără poditură).

Din tabelă rezultă necesitatea comparării tuturor indicatorilor determinați prin metode care să permită reliefarea justă a valorii lor. Astfel, comparată numai prin prisma productivității muncii la nivelul abatajului, metoda propusă în varianta *a* prezintă o creștere de 20% față de varianta folosită pînă nu de mult *d*.

Prețul de cost pe tona de minereu, fie la nivelul abatajului, fie total extras și prelucrat, era favorabil însă metodei clasice.

Experimentarea variantei *a* avea loc tocmai în perioada cînd pe întreg combinatul se luau măsuri ample și complexe în vederea reducerii pierderilor de minereu în vatra de rambleu. De aceea se impunea probarea vetrei în toate variantele direct comparabile. Din această comparație a rezultat încă o dată că varianta *d* trebuie abandonată; că pierderile de aproape trei ori mai mari la metoda propusă *a*, în raport cu simpla podire, determină alegerea variantei cu podire din scînduri *c*, cu atît mai mult cu cît efortul financiar pentru obținerea unui gram de aur în nămol este cu 17% mai mic, deși productivitatea este cu 33% mai mică (unde însă există încă rezerve); aceasta deoarece coeficientul de extracție este 0,89 în cazul variantei *c* față de 0,72 în cazul variantei *a*, deci cu 24% mai mult. Calculele tehnice arată că nu productivitatea fizică este cea care are mai mare importanță, ci productivitatea utilă, reprezentată prin productivitatea în metal.

Extrapolînd acum aceste date la minereurile complexe, care sînt mai friabile și determină un procent de pierderi mai mare, pe lîngă alte probleme de ordin tehnic, rezultă că metoda nu este momentan competitivă în regiunea minieră Baia Mare.

În aceeași ordine de idei, apreciem utilă reliefarea experienței noastre în legătură cu

Tabela 6

Elemente de calcul privind eficacitatea unor metode de exploatare experimentate la E.M. Herja

Metode de exploatare	FOR fără podire	FOR cu podire	FOR selectiv fără podire	FOR selectiv cu podire	Înmagazinare blocuri scurte
Grosimea filonului, m	0,3	0,3	0,3	0,3	0,3
Lățimea spațiului excavat, m	0,6*)	0,6	0,5+ 1,0	0,5+ 1,0	0,76 0,74
Diluție volumetrică, %	50	50	40	40	66
Pierderi de metal, % din care:	35	20	35	23	15
— în vatra de rambleu	20	5	20	8	—
— pe pereți, în rest operație, inclusiv preparare	15	15	15	15	15
Coeficient de extracție calitativă, total	0,65	0,8	0,65	0,77	0,85
Valoarea metalelor, recuperate în concentrate, %	100	122	100	116	128
Valoarea cheltuielilor, % pe tonă minereu extras și preparat, din care:	100	108	106	112	88
— abataj minereu (± podire)	100—	140+	110—	140+	90
— rambleu (mori sau lărgire)	100	100	150	150	(nervuri)
— rest mină	100	100	104	104	87
— preparare	100	100	100	100	100
Masă filoniană excavată, pe salt, t	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5
Steril extras pe salt, t	2,5	2,5	1,7	1,7	3,8
Minereu extras și prelucrat, t	6	6	5,2	5,2	7,3
Cheltuieli totale pentru extragerea și prelucrarea unui m^3 masă filoniană, %	100	108	92	97	107
Lei cheltuiți pentru 100 lei produși, %	100	90	92	84	84
Productivitate fizică la nivelul abatajului, minereu industrial, fără golire, în %	100	80	80	68	200
Idem, masă filoniană, %	100	80	92	79	164

OBS. Metodele de exploatare prevăzute în coloanele 2 și 3 primesc rambleu din mori; cele din coloanele 4 și 5 se rambleiază prin lărgirea spațiului de abataj cu ajutorul împușcării pereților; la ultima metodă se folosesc nervuri (coaste de rambleu) din steril ales.

* 0,6 m este pratic limita inferioară, de la care rambleul nu mai poate fi întins manual, mecanic sau gravitațional, ci rambleierea se poate executa numai prin lărgirea spațiului, respectiv împușcarea pereților.

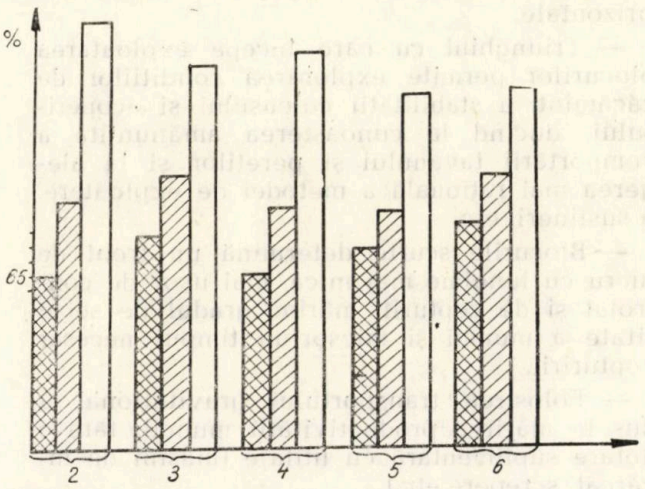
măsurile de reducere a pierderilor de metal în vatră la o mină care are filoane foarte subțiri. Probări prin puncte și brazde, urmate de probări în stația de probare industrială, au indicat pierderi foarte mari de metal în vatra de rambleu. O parte din cifrele care indică rezultatele obținute sînt evidențiate în tabela 6. Valoarea pierderilor în vatra de rambleu trecute în coloanele 2 și 4, respectiv pentru metode de exploatare prin felii orizontale și rambleu, fără podire, cu abatare clasică sau selectivă, este mai aproape de cifrele minime. Creșterea procentului de pierderi la abatajul selectiv cu podire este explicabilă prin dificultățile legate de podirea vetrei pe un material cu o granulometrie mare (rezultat din împușcarea pereților).

Datele prezentate în tabelă au arătat că abatajul selectiv duce la o micșorare substanțială a diluției volumetrice (cu circa 20%), dar menține un procent de pierderi ridicat. Podirea vetrelor duce la creșterea coeficientului de extracție cu 15 respectiv 12 puncte (coloanele 3 și 5), însă și la scăderea productivității muncii, ceea ce determină, la un același volum de producție, menținerea în lucru a unui mare număr de abataje. Lucrul acesta se observă din compararea productivității fizice a muncii, atît la minereul industrial, cît și la masa filoniană.

Folosirea însă a metodei de exploatare în blocuri scurte, verticale, cu nervuri, duce la obținerea unor indicatori finali buni, deși diluția volumerică crește în raport cu metoda de exploatare prin felii orizontale și rambleiere consecutivă cu circa 32%. Rentabilitatea acestei metode derivă din creșterea coeficientului de extracție în metal cu circa 30%, scăderea prețului de cost în abataj prin evitarea selecționării și prin reducerea numărului de rostogoluri de minereu. De asemenea, cheltuielile pe mină scad deoarece nu se mai face transportul bolțarilor, se concentrează producția (transportul, deservirea, asistența tehnică etc.) prin numărul mai mic de locuri de muncă ș.a.m.d.

Analiza poate fi dusă mai departe prin aprecierile asupra îmbunătățirii aerajului, deci îmbunătățirea condițiilor de muncă, asupra întreținerii galeriilor, reducerii pierderilor de aer comprimat și apă pe rețelele respective, precum și asupra procesului de preparare unde, în asemenea condiții, devine deosebit de acută, dar mai ales rentabilă, preconcentrarea de medii dense [10].

Ultimul indicator, cel mai de seamă, îl constituie nu atît cheltuielile totale pentru extragerea și prelucrarea unei tone de minereu industrial, nici cheltuielile totale pentru extragerea și prelucrarea unui metru cub sau tonă de masă filoniană, ci suma cheltuită



Extracție de metal în minereul produs în abataj
Valoarea metalelor recuperate în concentrate
Lei cheltuiți pentru 100 lei produși
2-6 Numărul metodei discutate în tabelul 6

Fig. 4

pentru 100 lei produs vandabil, în raport cu coeficientul de extracție a metalului (fig. 4).

De altfel, acest indicator este și cel care arată rentabilitatea exploatării în general și a tuturor tehnologiilor principale în secundar.

În legătură cu cele de mai sus putem conchide că, în majoritatea cazurilor și pînă la o anumită limită, la filoanele foarte subțiri se poate merge pe linia majorării substanțiale a diluției volumetrice sau cantitative, cu condiția măririi coeficientului de extracție în metal, adică a micșorării pierderilor de minereu, legate de tehnologia de exploatare.

★

În enumerarea de pînă acum a rezultatelor obținute prin folosirea unor metode și variante de metode de exploatare cu transport gravitațional am arătat o serie de avantaje concrete, materializate sub o formă sau alta.

În afară de acestea însă mai sînt o serie de avantaje importante care pot fi reținute, dar care nu pot fi concretizate sau materializate decît descriptiv. Între acestea enumerăm :

— Tăierea înclinată a feliei a dus la îmbunătățirea aerajului în abataj prin concentrarea curentului de aer și dirijarea lui de-a lungul frontului, evitînd dispersarea prin mai multe rostogoluri de minereu și rambleu, ca în cazul metodei de exploatare prin felii orizontale.

— Triunghiul cu care începe exploatarea blocurilor permite explorarea condițiilor de zăcămînt, a stabilității culcușului și acoperișului, ducînd la cunoașterea amănunțită a comportării tavanului și pereților și la alegerea mai rațională a metodei de exploatare, a susținerii etc.

— Blocurile scurte determină un front de lucru cu lungime mai mică, mai ușor de controlat și de copturit, mărind gradul de securitate a muncii și micșorînd timpul necesar copturirii.

— Folosirea transportului gravitațional a dus la mărirea productivității muncii, fără o dotare suplimentară cu utilaje (mașini de încărcat, screpere etc.).

— Prin mărirea productivității muncii a crescut gradul de concentrare a producției, permițînd o îmbunătățire a asistenței tehnice și a deservirii abatajelor.

— Folosirea metodei de exploatare prin blocuri scurte (verticale sau înclinate) a determinat un reviriment în ceea ce privește încercarea aplicării metodelor cu transport gravitațional, a alegerii mai judicioase a caracteristicilor dimensionale a blocurilor, în ce privește aprecierea stabilității rocilor, atunci cînd viteza de exploatare crește de 2—3 ori.

— Metodele cu transport gravitațional impun blocarea pe perioade mai lungi sau mai scurte a importante fonduri, care se recuperează după golirea remanentelor. Creșterea vitezei de excavare, în cazul blocurilor scurte, determină însă o micșorare a volumului fondurilor imobilizate, creînd condiții de mărire a vitezei de rotație a fondurilor de rulment.

În ultimii ani producția minelor din regiunea minieră Baia Mare a crescut într-un ritm ridicat.

Creșterea volumului de producție s-a făcut pe seama intrării în producție a două mine noi, a unei uzine centrale de preparare și mai ales prin lărgirea considerabilă a celorlalte nouă mine vechi, modernizarea și lărgirea uzinelor vechi de preparare.

Mărirea lungimii căilor de transport a minereului, necesitatea trecerii la aerajul general artificial, angajările masive de personal din localități îndepărtate de minele în funcțiune, darea în funcțiune a mai multor șosele asfaltate, creșterea cheltuielilor de transport a minereului cu mijloace auto, echiparea minelor cu utilaje perfecționate de la noi perforatoare pînă la mașini de extracție, creșterea salariului mediu, darea în folosință a unui însemnat volum de construcții sociale și de locuit, a determinat un volum corespunzător de cheltuieli suplimentare, care intervine cu o cotă-parte din zi în zi mai mare în prețul de cost al tonei de minereu extras și prelucrat.

Menținerea la aproximativ același nivel, în ultimii 3—4 ani, a prețului de cost, precum și scăderea acestuia, scădere ce se observă în ultimul timp, se datorește unui complex de măsuri tehnico-organizatorice care au fost luate la toate nivelurile în cadrul combinatului, precum și ridicării nivelului tehnic al cadrelor.

O parte din măsurile tehnice luate s-au referit la operații distincte din cadrul fluxului tehnologic minier. Considerăm că efectul economic cel mai important, care a determinat o sursă mare de economii, în măsură să echivaleze cu costurile suplimentare ce au intervenit în ultimii ani, este al noilor metode sau variante de metode de exploatare introduse (cu transport gravitațional) fără de care prețul de cost al minereului extras și prelucrat de unitățile combinatului ar fi fost cu 10—15% mai mare.

Pe lîngă acestea, noile metode au determinat mărirea productivității fizice a muncii, reducerea pierderilor de minereu, mărirea gradului de securitate în abataje, micșorarea volumului de minereu în pilieri etc.

De remarcat că mărirea substanțială a volumului producției obținute prin metode gravitaționale a avut loc tocmai la acele exploatări unde nu s-au produs schimbări în dotarea cu utilaje, ceea ce denotă o dată mai mult superioritatea metodelor cu transport gravitațional, care pot produce reale revirimente fără investiții deosebite. Rezultatele vor fi mai bune cînd în aceste unități se vor introduce utilaje de perforare de mai mare productivitate.

În completarea planului tehnic de cercetări al C.C.M.N., cu ajutorul specialiștilor din direcția combinatului, ai C.C.M.N. și O.P.D., colectivele din exploatări și-au elaborat planuri tematice de cercetări care vizează probleme importante : continuarea extinderii unor variante îmbunătățite de metode de exploatare de mare productivitate, îmbunătățirea îm-

pușcării (introducerea împușcării în masă prin găuri de lungime medie și camere de minare), reducerea consumului de lemn etc.

[1] Gabrian, V. și Curpăn, C. *Metode de exploatare de productivitate mărită, aplicate în bazinul minier Baia Mare (I).* Revista Minelor, nr. 2, 1967, p. 41—53.

[2] Gabrian, V. și Curpăn C. *Metode de exploatare de productivitate mărită, aplicate în bazinul minier Baia Mare (II).* Revista Minelor, nr. 3, 1967, p. 89—101.

[3] Gabrian, V. Curpăn, C. *Metode de exploatare de productivitate mărită, aplicate în bazinul minier Baia Mare (III).* Revista Minelor, nr. 6, 1967, p. 233—240.

[4] Gabrian, V. și Curpăn, C. *Metode de exploatare de productivitate mărită, aplicate în bazinul minier Baia Mare (IV).* Revista Minelor, nr. 7, nr. 7, 1967, p. 281—290.

[5] Gabrian, V. și Curpăn, C. *Probleme ale eficacității economice a metodelor de exploatare. în rambleu, la exploatarea zăcămintelor de metale* Revista Minelor, nr. 7, 1966, p. 298—306.

[6] Gabrian, V. *Cale de reducere a pierderilor în rambleu, la exploatarea zăcămintelor de metale neferoase.* Revista Minelor, nr. 6, 1965, p. 248—252.

[7] Curpăn, C. *Studii privind extinderea domeniului de aplicare a metodelor de exploatare de mare productivitate în cadrul minelor din regiunea minieră Baia Mare precum și privind E. M. Baia—Sprie.* C.C.M.N., 1965.

[8] Popa, V. *Studiul privind măsurile tehnice și de organizare a muncii necesare la E.M. Herja, E. M. Baia Sprie, I. M. Barza, în vederea îmbunătățirii calității minereului extras.* C.C.M.N., în 1966.

[9] Bodiu, A. P., Ilie, P., Curpăn, C. și Varna, A. *Reducerea pierderilor de metal in operațiile mină-preparare.* Referat prezentat la simpozionul pe aceeași temă, august 1967, Baia Mare.

[10] Curpăn, C. *Preconcentrarea în medii dense și posibiiități de aplicare a acestei metode la prepararea unor minereuri produse în cadrul Trustului minier Baia Mare.* C.C.M.N., 1963.

(Articolul a intrat în redacție în luna iunie, 1968)

CONFERINȚA REPUBLICANĂ DE CHIMIE ANALITICĂ

Constanța, 24—28 septembrie 1969

Consiliul Național al Inginerilor și Tehnicienilor, Secția de Chimie, organizează la Constanța, în zilele de 24—28 septembrie 1969, Conferința Republicană de Chimie Analitică cu următoarele secții:

Secția I **Metode chimice de analiză**
Secția a II-a **Metode fizice de analiză**
Secția a III-a **Construcții de aparate și dispozitive folosite în analiza chimică**
Secția a IV-a **Automatizarea măsurărilor analitice și tehnica măsurărilor automatizate**

Cei care doresc să participe la lucrările conferinței urmează să completeze talonul de participare care se va trimite prin instituții și să-l expedieze pînă la data de 1 ianuarie 1969.

Cei care doresc să prezinte referate și comunicări sînt rugați să expedieze rezumatele lucrărilor în 3 exemplare, în limbile română și engleză, (maximum 500 cuvinte) pînă la data de 15 februarie 1969.

Propunerile vor fi selecționate pe baza acestor rezumate și pînă la data de 1 aprilie 1969 se va comunica rezultatul pentru lucrările introduse în program.

Întreaga corespondență va fi expediată pe adresa:

Consiliul Național al Inginerilor și Tehnicienilor, Secția Chimie — pentru comitetul de organizare al Conferinței Republicane de Chimie Analitică Calea Victoriei 118, etaj. I, București, sectorul I.

METODE NOI DE ÎMPUŞCARE ÎN MINERIT

Ing. D. FODOR

Principalele probleme ale operaţiilor de împuşcare în minerit constau în folosirea la maxim a energiei substanţelor explozive şi asigurarea unui înalt grad de securitate a muncitorilor şi lucrărilor.

Condiţiile specifice ale acestui gen de operaţii impun alegerea unei metode de împuşcare care să ducă la obţinerea unor lucrări cu profilul cît mai apropiat de cel proiectat, să nu provoace presiuni asupra rocilor înconjurătoare, care să ducă la formarea de fisuri şi micşorarea gradului de stabilitate a masivului şi să nu distrugă lucrările aflate în apropierea frontului de lucru împuşcat. De asemenea, o dată cu evitarea împrăştierii prea mari a bucăţilor de rocă dislocate, trebuie realizată şi o sfărîmare uniformă a materialului abatat, în scopul creării celor mai favorabile condiţii pentru o funcţionare continuă şi productivă a utilajului de încărcat.

Metoda care poate asigura în cel mai înalt grad condiţiile arătate mai sus este împuşcarea cu microîntîrziere, ce se obţine prin explodarea succesivă a unei serii de încărcături la intervale de timp de cîteva miimi de secundă.

Principiul împuşcării cu microîntîrziere şi deosebirea lui faţă de cel al împuşcării instantanee şi întîrziate a fost expus în literatura de specialitate în 1952 de către ing. I. Kota.

De la data apariţiei lucrărilor ing. I. Kota, numeroase institute de cercetări şi oameni de ştiinţă din întreaga lume s-au preocupat de această problemă, încercînd să elaboreze bazele experimentale şi teoretice ale împuşcării cu microîntîrziere.

Cercetările teoretice şi experimentale întreprinse de-a lungul anilor, referitoare la mecanismul dislocării rocii prin împuşcare cu microîntîrziere, au permis elaborarea a patru ipoteze principale legate de fenomenul împuşcării milisecundă şi anume :

— ipoteza stării de tensiune a rocilor şi ciocnirilor reciproce a particulelor de rocă ;

— ipoteza tensiunilor remanente ;

— ipoteza interferenţei undelor de şoc ;

— ipoteza determinării suprafeţelor descoperite suplimentar şi a undelor de şoc.

I. IPOTEZA STĂRII DE TENSIUNE A ROCILOR ŞI CIOCNIRILOR RECIPROCE A PARTICULELOR DE ROCĂ

Această ipoteză se află la baza lucrărilor unui număr mare de cercetători, care presupun că la împuşcarea milisecundă are loc o acţiune de lovire a bucăţilor de rocă în conul erupţiei care se lărgeşte în mod continuu (fig. 1).

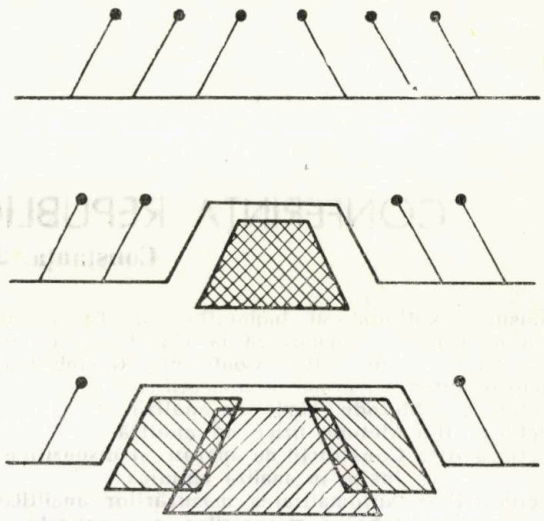


Fig. 1. Interacţiunea bucăţilor de rocă la împuşcarea milisecundă.

Totdeauna, în urma exploziei unei încărcături de substanţă explozivă într-un masiv, acesta este supus tensiunilor ca efect al trecerii undei de şoc care provoacă în rocă deformaţii de compresiune şi întindere.

Cercetările experimentale au arătat că, în cazul împuşcătorilor cu întîrzieri de miimi de secundă, intensitatea cea mai mare de sfărîmare prin ciocnire a bucăţilor de rocă are loc în momentul concentrării maxime a tensiunilor interioare remanente în roca împuşcată din masiv.

Conform acestei ipoteze, în momentul împuşcării seriei a doua de încărcături, masa de rocă rezultată de la împuşcarea primei serii de găuri se găseşte în mişcare la o oarecare distanţă de planele nou create prin dislocare şi, în acest timp, este supusă acţiunii exploziei încărcăturilor seriei a doua de găuri şi a bucăţilor de rocă, ce rezultă din masiv datorită acestei împuşcări. Astfel, această interacţiune a maselor de roci

permite să se obţină o sfărîmare suplimentară şi dă posibilitatea dirijării mişcării şi deplasării rocii împuşcate.

Pentru o utilizare mai eficientă a tensiunilor interioare a bucăţilor de rocă dislocate, susţinătorii ipotezei recomandă folosirea intervalelor de întîrziere mai mari decît perioada de timp calculată din momentul începerii propagării undei de şoc pînă la începutul deplasării rocii împuşcate.

II. IPOTEZA TENSIUNILOR REMANENTE

Esenţa acestei ipoteze constă în aceea că undele de şoc, produse prin explozia încărcăturilor anterioare, se propagă în masivul de rocă, creînd în momentul exploziei cîmpuri de tesnsiuni şi un sistem de fisuri. Masivul este supus astfel unei presiuni interne din partea gazelor produse prin detonarea încărcăturilor anterioare.

Încărcăturile următoare trebuie să explodeze după un interval de timp astfel ales încît masivul, care se află sub acţiunea exploziei încărcăturilor anterioare, să nu se fi eliberat de tensiunile remanente.

Conform acestei ipoteze distrugerea masivului de rocă, la împuşcarea cu întîrziere de milisecundă, este condiţionată de acţiunea gazelor de explozie de la încărcătura anterioară şi, apoi, a undei de şoc a încărcăturii următoare.

III. IPOTEZA INTERFERENŢEI UNDELOR DE ŞOC

Bazîndu-se pe teoria distrugerii rocilor prin vibraţii, cercetătorii au stabilit că, la intervale de întîrziere mici între exploziile încărcăturilor învecinate, apare interferenţa oscilaţiilor elastice ale particulelor de rocă, ca rezultat al trecerii undelor de şoc prin masiv.

Fenomenul interferenţei undelor de şoc poate fi obţinut la împuşcarea succesivă a încărcăturilor, după un interval de timp în cursul căruia oscilaţiile elastice ale particulelor de rocă produse de explozia precedentă pot fi intensificate prin acţiunea exploziei următoare.

Procesul apariţiei interferenţei oscilaţiilor elastice este redat schematic în figura 2.

Astfel, la explozia încărcăturii din gaura I punctul material m, care se găseşte între găurile I şi II sub acţiunea undei de şoc, efectuează o oscilaţie elastică armonică între punctul A şi B. După 10—12 ms de la explozie apare compresia elastică a rocii şi, totodată, deplasarea maximă a punctului m în direcţia A, după care punctul m trece prin poziţia nulă şi se deplasează către punctul B.

Pentru ca oscilaţiile punctului să nu înceteze, el trebuie să primească un impuls suplimentar în intervalul de timp 10—30 ms t_i, adică explozia încărcăturii din gaura II să se producă peste acest interval de timp. În această perioadă direcţia impulsului exploziei încărcăturii II va coincide cu deplasarea punctului m.

Examinînd procesul împuşcării cu întîrziere de milisecundă după această schemă, se poate remarca încă un interval propice şi anume 50 — 70 ms t_1 pentru împuşcarea încărcăturii din gaura a II-a, însă, după cum se vede din

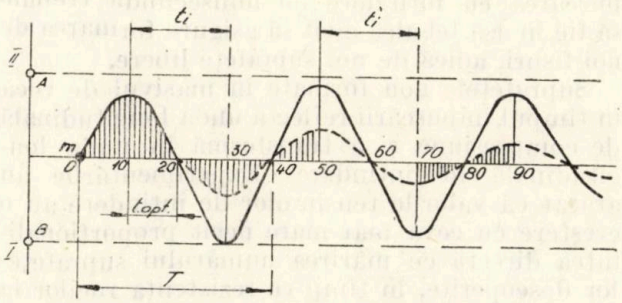


Fig. 2. Oscilaţii elastice armonice ale punctului material la procesul de împuşcare cu microîntîrziere:
I—II — găuri de mină; T — perioada de oscilaţie a punctului; t_i — t_i — intervale de întîrziere avantajoase; t_{opt} — întîrziere relativ avantajoasă.

figură, în acest interval amplitudinea oscilaţiei punctului m se diminuează simţitor, adică scad oscilaţiile rocii.

Din cele de mai sus se poate trage concluzia că intervalul de 10—20 ms este cel mai avantajos, deoarece oscilaţiile elastice provocate în rocă de către explozia anterioară, deşi slăbesc parţial, îşi păstrează încă amplitudinea.

Din figură se observă că rezultatul suprapunerii oscilaţiilor elastice constă în mărirea amplitudinii oscilaţiilor particulelor, fenomene ce favorizează slăbirea masivului de rocă în perioada dezagregării lui.

Împuşcarea cu întîrziere de milisecundă provoacă în masivul de rocă eforturi de deplasare în direcţia paralelă cu suprafaţa liberă şi, prin urmare, şi particulele materiale de rocă efectuează oscilaţii paralele cu această suprfaţă.

Acest mod de împuşcare creează condiţii pentru o zguduire de durată mai mare şi pentru o deplasare a rocii împuşcate înspre partea încărcăturilor detonate anterior, fără erupţii importante de rocă distrusă. Cu alte cuvinte, procesul împuşcării milisecundă se caracterizează printr-o însemnată mărire a perioadei de dezagregare a rocii.

IV. IPOTEZA DETERMINĂRII SUPRAFEŢELOR DESCOPERITE SUPLIMENTAR ŞI A UNDELOR DE ŞOC

Adepţii acestei ipoteze susţin că marea eficacitate a împuşcării milisecundă se explică prin influenţa suprafeţelor descoperite suplimentar sub formă de fisuri şi microfisuri, care se creează în procesul de propagare al undei de şoc în masivul împuşcat.

A.N. Hanukaev consideră că fisurile nou formate trebuie să aibă deschideri de 8—10 mm,

pentru a asigura reflectarea undelor elastice de şoc provenite de la explozia încărcăturilor următoare, deoarece dacă deschiderile nu ating aceste mărimi, o mare parte din energia undei elastice se răspîndeşte în masiv, ceea ce duce la diminuarea efectului exploziei.

Susţinătorii ipotezei presupun că intervalul întîrzierii între exploziile încărcăturilor la împuşcarea cu întîrziere de milisecundă trebuie să fie în aşa fel ales încît să asigure formarea de noi fisuri, adică de noi suprafeţe libere.

Suprafeţele nou formate în masivul de rocă în timpul împuşcării reflectă unda longitudinală de compresiune şi o transformă în unda longitudinală de întindere. Experimentările au arătat că valorile tensiunilor de întindere au o creştere cu ceva mai mare decît proporţionalitatea directă cu mărirea numărului suprafeţelor descoperite, în timp ce rezistenţa rocilor la dislocare scade aproximativ proporţional cu numărul suprafeţelor descoperite.

În concluzie, din prezentarea succintă a celor patru ipoteze, se observă o mare varietate de opinii şi păreri, fapt ce demonstrează că stadiul actual al cercetărilor ştiinţifice asupra împuşcării cu microîntîrziere, deşi este foarte avansat şi cu toate că s-au obţinut o serie de rezultate pozitive la aplicarea acestui procedeu în minerit, nu poate fi considerat definitiv încheiat.

Prin introducerea împuşcării cu microîntîrziere pe scară industrială, a fost posibil să se elaboreze o serie de metode noi de lucru, care urmăresc asigurarea unui înalt grad de securitate a lucrărilor şi mărirea eficacităţii procesului de producţie, dintre care cele mai importante şi răspîndite sînt :

— împuşcarea cu conturarea prealabilă a masivului de tăiat, şi

— împuşcarea în mediu comprimat.

1. *Împuşcarea cu conturarea prealabilă a masivului de tăiat*

Cu toate avantajele cunoscute pe care le prezintă împuşcarea milisecundă, procedeul nu asigură totuşi folosirea la maxim a energiei explozive, deoarece o parte apreciabilă din energia eliberată de exploziv se dispersează în masiv sub formă de oscilaţii seismice. În urma măsurătorilor efectuate în condiţii de producţie, s-a ajuns la concluzia că aproximativ 60—65% din energia totală a undei de tensiune, care a luat parte la procesul de sfărîmare a mediului, se dispersează sub formă de oscilaţii seismice în masivul înconjurător lucrării, fenomen care are drept rezultat obţinerea unor lucrări miniere cu contur neuniform şi pereţii fisuraţi, pe lîngă micşorarea gradului de stabilitate a masivului.

Pentru înlăturarea acestui mare dezavantaj şi pentru creşterea randamentului obţinut la împuşcarea cu întîrzieri de milisecundă, a fost propusă şi experimentată metoda de împuşcare cu conturarea prealabilă a feţei de detaşare a masivului. Pentru realizarea acestei metode s-a plecat de la faptul cunoscut că propagarea undelor de tensiune, ca şi reflecţia şi refracţia lor, urmează legile acusticii.

Raporturile energetice, la limita de separaţie, pot fi determinate pe baza analizei conductibilităţii acustice a celor două medii. Cu cît diferenţa dintre conductibilităţile acustice a mediilor respective este mai mare, cu atît mai puţină energie va trece în cel de-al doilea mediu.

Dacă raportul conductibilităţilor acustice a celor două medii este :

$$\frac{C_{p1}\rho_1}{C_{p2}\rho_2} = M,$$

atunci cantitatea energiei reflectate E_{ref} şi a energiei care trece în al doilea mediu E_d se determină din expresiile :

$$E_{ref} = E_0 \cdot \frac{(M-1)^2}{(M+1)^2}, \text{ kgfm}$$

$$E_d = E_0 \cdot \frac{4M}{(M+1)^2}. \text{ kgfm}$$

în care :

E_0 este energia iniţială la limita de separaţie.

Raportul $\frac{E_d}{E_0} = \frac{4M}{(M+1)^2}$, care poartă denumirea de coeficient de penetraţie, permite determinarea consumului de energie a împuşcării prin dispersarea undei de compresiune în masiv sub formă de oscilaţii seismice.

Rocile, ca mediu anizotrop, se caracterizează prin prezenţa în interiorul lor a unui sistem de micro şi macrofisuri ale căror margini se află în stare de tensiune complexă, însă echilibrată. În cazul trecerii undei directe de compresiune şi a undei de extensiune, reflectată de suprafaţa liberă a volumului de tăiat, se produce deschiderea acestor fisuri prin afectarea stării de echilibru a marginilor acestora, lucru ce provoacă deranjarea parţială a mediului din punctul de vedere al coeziunii.

În acest caz, în mediu se poate produce un nou sistem de fisuri a căror margini se află, de asemenea, în stare de echilibru. Alimentînd mai departe mediul cu o nouă doză de energie a undei de tensiune, se va produce deranjarea stării de echilibru a marginilor noilor fisuri şi deci o mai bună sfărîmare a mediului împuşcat.

Provocarea unei doze suplimetare de energie în volumul principal de tăiat se poate realiza prin detonarea unor încărcături de exploziv la microintervale de întîrziere şi prin localizarea energiei undei de tensiune în limitele volumului de tăiat, adică prin crearea, în jurul încărcăturii de exploziv, a unui obstacol artificial care să aibă o conductibilitate acustică net diferită de cea a mediului.

La executarea lucrărilor miniere la zi și în subteran, acest obstacol se poate crea prin executarea sau împușcarea unui brîu de conturare, de la care este posibilă reflectarea energiei undei de tensiune, în direcția volumului principal de tăiat.

Îmbunătățirea tuturor indicatorilor cu aproximativ 25% dovedește o legătură directă între creșterea randamentului împușcării și cantitatea energiei reflectate de brîul de conturare înspre volumul de tăiat. În urma experimentărilor și măsurătorilor, s-a stabilit că ener-

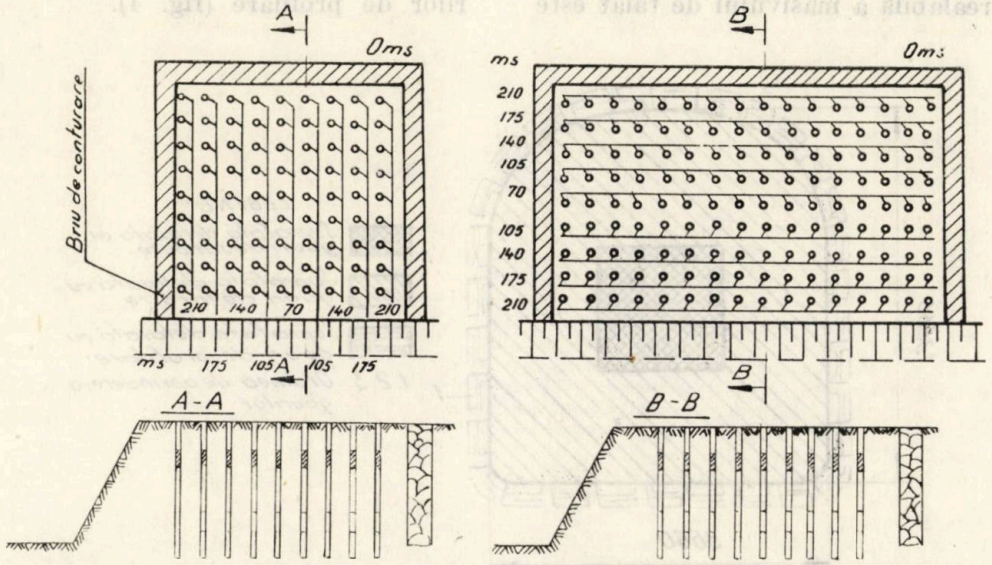


Fig. 3. Schema de împușcare pe mai multe rînduri de găuri cu microîntîrziere, cu executarea în prealabil a brîului de conturare.

Pentru realizarea brîului de conturare și pentru evitarea dislocării puternice a masivului din spatele brîului, se perforează găuri cu diametru de maximum 60—110 mm, care se încarcă cu încărcături dispersate, detonate instantaneu sau cu minim 70 ms înaintea detonării dispozitivului principal de găuri, aceasta pentru a se asigura un interval de timp necesar și suficient formării unei zone cu o conductibilitate acustică diferită în raport cu masivul.

Prin folosirea metodei de împușcare cu brîu de conturare în exploatarea la zi a calculelor și unde găurile au fost amplasate pe mai multe rînduri, după diferitele scheme de împușcare și detonate la intervale cu mică întîrziere (fig. 3) au ieșit în evidență următoarele avantaje principale pe care le prezintă utilizarea acestui procedeu :

— mărirea randamentului cu 15% în roca detașată pe 1 m de gaură ;

— reducerea consumului specific de exploziv, în medie cu 25% ;

— micșorarea dimensiunilor bucăților de rocă cu aproximativ 20% ;

— mărirea productivității excavatoarelor în medie cu 27,5% ;

— evitarea totală a bucăților de rocă supragabarit.

gia reflectată reprezintă circa 25% din energia undei de tensiune produsă de detonarea încărcăturii de exploziv.

Această metodă de lucru poate fi aplicată cu succes la executarea operațiilor de împușcare pentru conturarea marginilor treptelor în cariere, în vederea micșorării efectului seismic și de sfărîmare în adîncime a masivului, pentru mărirea stabilității taluzelor, mai ales cînd lucrările se apropie de adîncimea limită a exploatării la zi.

În cazul lucrului în roci stratificate, încărcăturile din găurile rîndului pentru crearea brîului de conturare se pot doza astfel încît sfărîmarea masivului să se producă după înclinarea generală a stratelor sau după un unghi stabil de taluz, evitîndu-se în acest fel fisurarea în adîncime a masivului și abatarea suplimentară a rocilor.

Trebuie subliniat faptul că tot pentru obținerea unor taluze stabile, în cazul apropierii exploatării la zi de adîncimea limită, se poate lucra și fără brîu de conturare dar, în acest caz, felia de abatat, ce revine ultimului rînd de găuri, trebuie să fie cît mai subțire. Găurile din ultimul rînd vor avea un diametru mai mic decît celelalte din dispozitiv, distanța dintre ele mai mică, iar încărcăturile mai reduse, pentru ca ruperea să se producă după planul general de stratificație.

Crearea unui perete de taluz sigur şi stabil prin metodele amintite este oarecum scumpă, totuşi mai puţin costisitoare decît măsurile de corecţie şi intervenţie care trebuie aplicate după ce s-au produs zonele primejdioase în privinţa alunecării taluzelor.

Pentru subteran, metoda de împuşcare cu conturarea prealabilă a masivului de tăiat este cunoscută în străinătate sub diferite denumiri ca : împuşcarea cu perete neted, împuşcarea cu dislocare prealabilă, împuşcarea cu perimetru, împuşcarea cu amortizare, împuşcarea cu profilare etc. Toate aceste metode au drept scop reducerea sfărîmării prea intense, a vibraţiilor şi a fracturilor în peretele de rocă, lăsînd în urma împuşcării pereţi şi fronturi mai netede şi mai stabile. Aşa după cum s-a arătat mai înainte, acest lucru se obţine prin crearea unei zone cu altă conductibilitate acustică decît cea a mediului care se împuşcă.

Metoda împuşcării cu conturarea prealabilă a masivului de tăiat, aplicată la săparea lucrărilor miniere subterane, necesită perforarea unei serii de găuri de-a lungul periferiei excavaţiei, găuri ce sînt încărcate cu o cantitate mică de substanţă explozivă (0,12—0,15 kg/m) şi uniform repartizată de-a lungul lor, pentru a se obţine în urma împuşcării un profil cît mai neted. În acest caz prezintă mare importanţă modul de realizare a încărcăturii de exploziv, metoda cea mai utilizată fiind aceea, în care, la fundul găurii de mină, se plasează un cartuş obişnuit, iar în restul lungimii găurii, pînă la buraj, încărcătura se constituie din jumătăţi de cartuşe, tăiate pe generatoare şi fixate pe bucăţi de lemn. Încărcăturile se plasează în găurile de mină astfel încît explozivul să fie dirijat spre axa galeriei, iar bucăţile de lemn spre exterior, adică spre viitorul perete. Găurile rîndului de profilare se perforează la o distanţă una faţă de alta, de 0,8 din adîncimea acestora şi se aprind de obicei simultan, după care urmează detonarea celorlalte găuri din dispozitiv, la diferite intervale de microîntîrziere, dar la minimum 75 ms după împuşcarea găurilor de profilare (fig. 4).

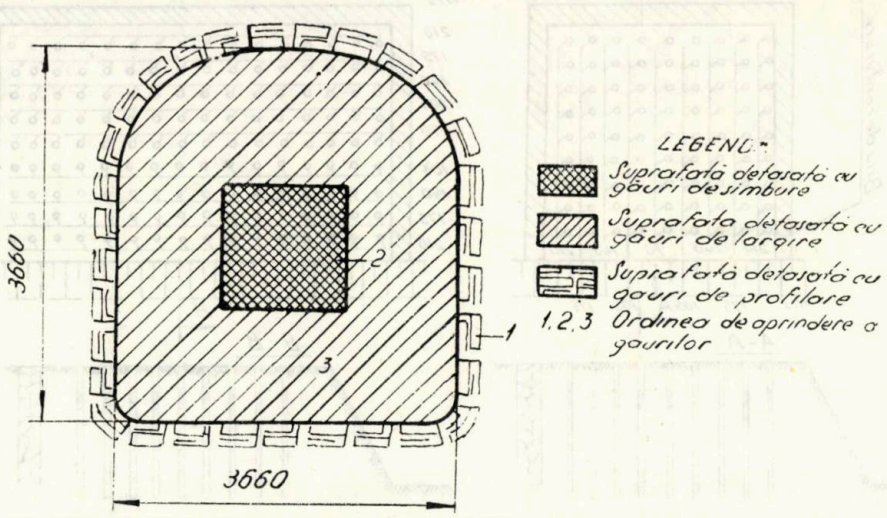


Fig. 4 Schema săpării unei galerii după metoda împuşcării cu conturare prealabilă a masivului de tăiat.

În urma aplicării acestei metode de lucru în diferite condiţii de subteran, s-au obţinut avantajele înlăturării montării cadrelor de susţinere în roci slabe, reducerii cheltuielilor prin suprimarea sau reducerea susţinerii, obţinerii unor pereţi netezi de galerie, ceea ce măreşte eficienţa aerajului, reducerii volumului operaţiilor de copturire, realizării unui profil conform proiectului etc.

Metoda împuşcării cu conturarea prealabilă a masivului a fost introdusă pe cale industrială şi în abatajele minelor de minereuri, realizîndu-se menţinerea structurii zăcămîntului, reducerea sărăcirii minereurilor şi a pierderilor de exploatare cu circa 7—8%, reducerea consumului de explozivi în medie cu 12%, lichidarea completă a negabaritelor şi mărirea de aproape două ori a timpului de funcţionare a utilajului de încărcat, datorită uzurii mai mici a acestuia.

În viitor se prevede introducerea acestei metode pentru conturarea camerelor de abataj şi a blocurilor la exploatarea zăcămintelor de minereuri în mine cu capacitate mare de producţie, în vederea micşorării efectului seismic al împuşcării asupra stîlpilor de siguranţă şi asigurării condiţiilor de tăiere a minereului într-un mediu strîns, fără spaţiu de compensare.

2. *Împuşcarea în mediu comprimat*

Avînd în vedere faptul că gradul de sfărîmare a masivului împuşcat exercită o mare influenţă asupra productivităţii utilajului minier de bază şi, prin urmare, şi asupra preţului de cost al producţiei, în ultimul timp a fost elaborată şi introdusă în practică o nouă tehnologie la abatarea rocii cu împuşcarea milisecundă, şi anume aceea a împuşcării în mediu comprimat.

La împuşcarea în mediu comprimat, după noua tehnologie, forarea găurilor de sondă se execută concomitent, pe adîncimea a două sau mai multe trepte, porţiune pe care se face şi încărcarea şi împuşcarea găurilor de sondă. Caracteristica metodei constă în aceea că împuşcarea se efectuează înainte de a se evacua complet masa de rocă abatată prin împuşcarea precedentă.

În cazul împuşcării separate, pe trepte individuale, o parte considerabilă din energia încărcăturii se consumă pentru deplasarea rocii către suprafeţele dezvelite, ceea ce facilitează ieşirea rapidă a gazelor de explozie din masivul abatat. La împuşcarea în mediu comprimat, deplasarea rocii după împuşcare este neînsemnată, deoarece se deplasează numai partea de sus a masivul, iar energia exploziei se consumă într-o măsură mai mare pentru realizarea obiectivului principal care constă în sfărîmarea cît mai uniformă a rocii. Găurile de sondă se amplasează pe mai multe rînduri, şi se împuşcă cu întîrzieri de 35, 70 şi 105 ms, faţă de rîndul de găuri de sîmbure (fig. 5).

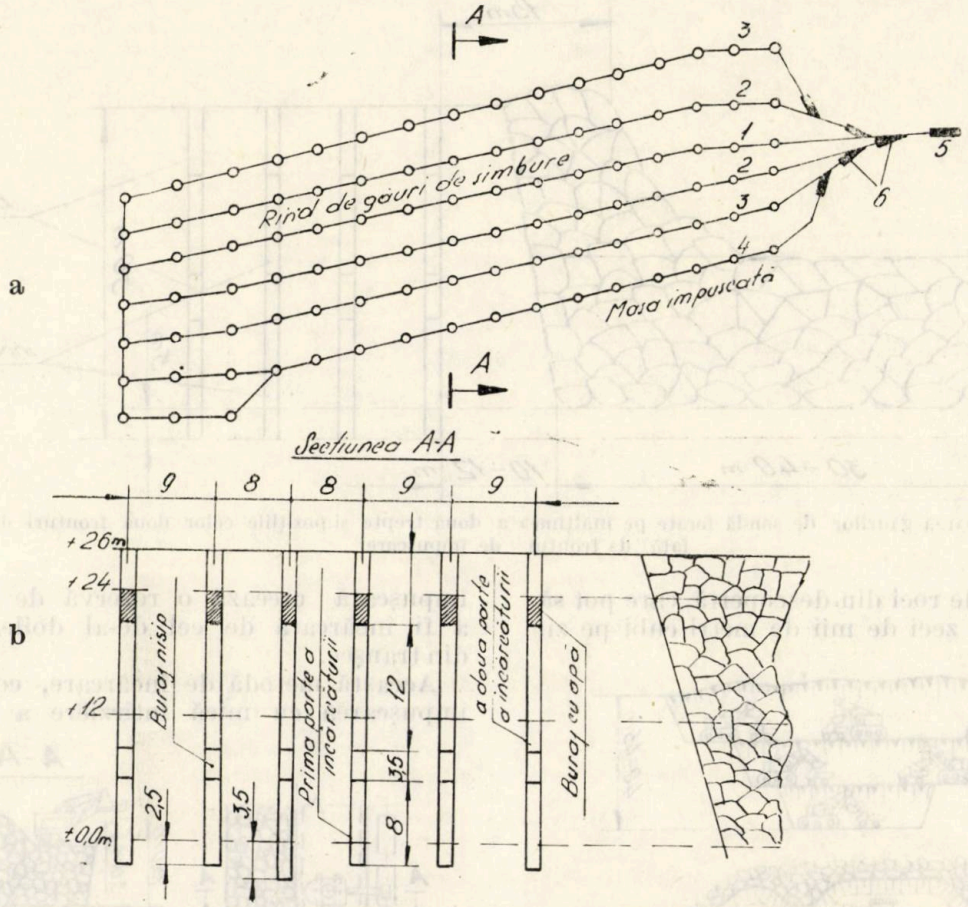


Fig. 5. Amplasarea şi încărcarea găurilor la împuşcarea în mediu comprimat :
a — planul de amplasare a găurilor de sondă şi schema de aprindere; *b* — schema de amplasare a încărcăturilor şi a burajului în găurile de sondă; 1 — împuşcare instantanee; 2 — împuşcare cu întîrziere de 35 ms; 3 — împuşcare cu întîrziere de 70 ms; 4 — împuşcare cu întîrziere de 105 ms; 5 — cartuş armat; 6 — dispozitiv pentru realizarea microîntîrzierilor.

În timpul exploziei în mediu comprimat rocile sînt supuse unei tensiuni multilaterale, după care — cu toate că îşi păstrează aspectul exterior iniţial — se sfărîmă foarte uşor la operaţiile de încărcare cu ajutorul excavatoarelor.

În cazul împuşcării simultane a două trepte, roca rămîne neevacuată faţă de poziţia frontului de împuşcare pe o lăţime de 30—40 m în treapta inferioară şi de aproximativ 15 m în cea superioară (fig. 6).

Acest fapt asigură funcţionarea fără pericol a utilajului de foraj, exclude împrăştierea rocii la împuşcarea următoare, reduce în mod

sensibil consumul de energie a explozivului în acțiunea de aruncare, facilitînd astfel sfărîmarea masivului.

Pentru o concentrare mai mare a principalului utilaj de lucru din carieră, se utilizează cu succes metoda împușcării simultane a trei trepte (fig. 7), fapt care permite efectuarea rapidă a tăierii unor volume mari de mase minerale utile și de roci din descopertă, care pot să ajungă pînă la zeci de mii de metri cubi pe zi.

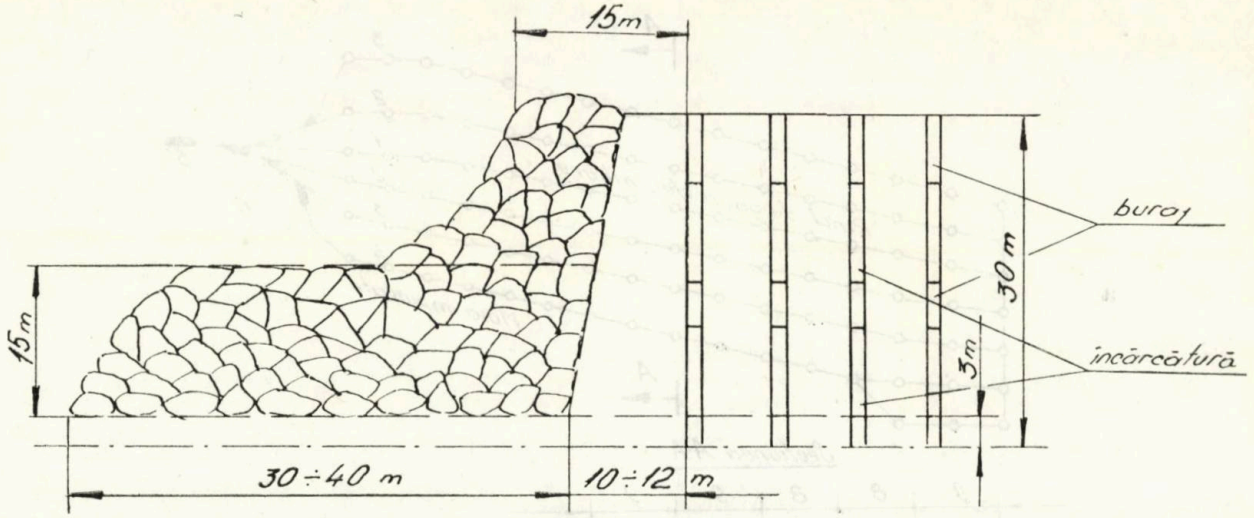


Fig. 6. Amplasarea găurilor de sondă forate pe înălțimea a două trepte și pozițiile celor două fronturi de evacuare față de frontul de împușcare.

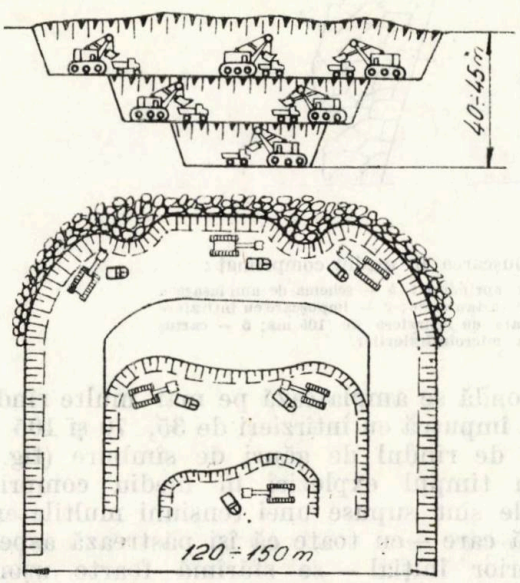


Fig. 7. Amplasarea excavatoarelor și autobasculantelor la încărcarea rocii împușcate pe înălțimea a trei trepte.

Datorită împușcării în mediu comprimat, a apărut necesitatea intensificării procesului tehnologic de executare a lucrărilor miniere, lucru ce a dus la introducerea și folosirea în exploatarea la zi a unor scheme tehnologice principial noi.

O primă schemă tehnologică întrebuințată se poate vedea în figura 8, unde se observă că după împușcarea rocii, unul din excavatoare excavează roca la partea superioară și o încarcă în vagoane, iar alte două excavatoare încarcă în tranșee, lucrînd în fund de sac. În perioada cînd garnitura goală lipsește din front, excavatorul aflat imediat lîngă taluzul de rocă împușcată creează o rezervă de rocă pentru a fi încărcată de cel de-al doilea excavator din tranșee.

Această metodă de încărcare, combinată cu împușcarea cu mică întîrziere a mai multor

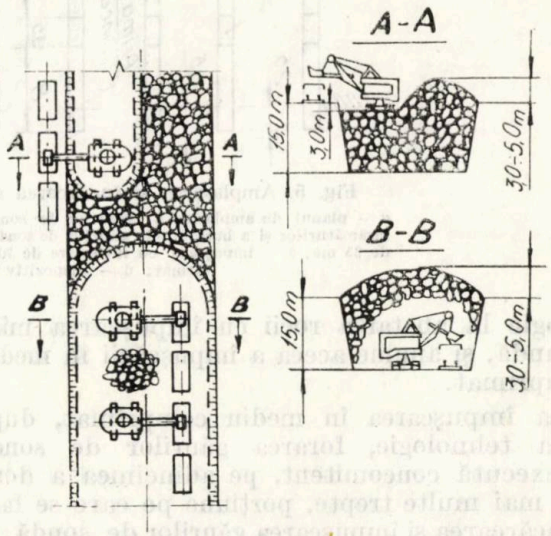


Fig. 8. Amplasarea și încărcarea simultană cu trei excavatoare la săparea unei tranșee.

rînduri de găuri în mediu comprimat, a permis mărirea apreciabilă a ritmului de săpare a tranșeelor. O altă schemă de intensificare a lucrului, aplicată la săparea tranșeelor, este aceea a „frontului în blocuri succesive" sau mai scurt a „fronturilor succesive" (fig. 9).

În cazul acestei scheme, două excavatoare lucrează în felia superioară, cu o decalare parţială unul faţă de celălalt, încărcînd roca în vagoane.

Ajungînd la frontul neabatat al tranşeei, excavatoarele taie şi încarcă roca la cursa de înapoiere în aceeaşi succesiune. Ciclurile următoare de încărcare a rocii de pe vatra tranşeei

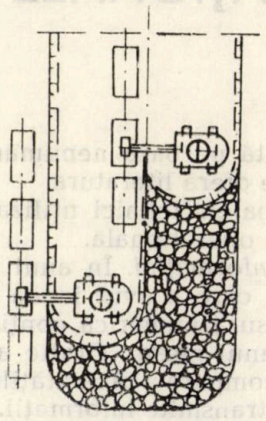


Fig. 9. Schema săpării unei tranşee folosind metoda „fronturilor succesive".

se îndeplinesc de către un singur excavator. Această schemă de încărcare a rocilor în felii permite mărirea vitezei de săpare a tranşeelor comparativ cu metodele clasice, de circa 2,8 ori.

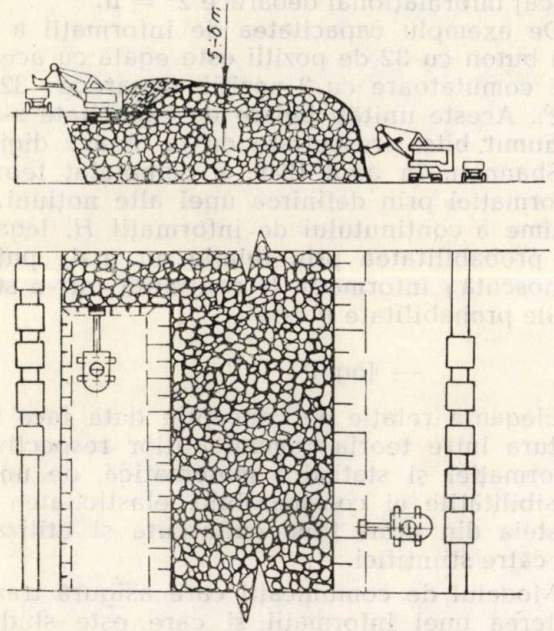


Fig. 10. Exploatarea în felii a treptei.

În cazul extragerii treptelor de descopertă prin împuşcare cu întîrziere milisecundă, în mai multe rînduri de găuri, într-un mediu comprimat, se obţine o umflare parţială a rocilor, care poate atinge uneori 5—6 m. În cazul fronturilor umflate excesiv se complică lucrul excavatoarelor şi, deci, este raţional ca aceste sectoare să fie extrase în felii, conform celor arătate în fig. 10.

Împuşcarea în mediu comprimat cu întîrzieri de milisecundă, cu folosirea schemelor de lucru arătate mai sus, duc la o serie de rezultate pozitive dintre care amintim: sfărîmarea bună a rocii deci lipsa completă a negabaritelor, eficienţa mare la lucrările de perforare şi împuşcare, independenţa şi posibilitatea efectuării în flux a lucrărilor de foraj, împuşcare, încărcare şi de transport, productivitatea înaltă a parcului de excavatoare şi a mijloacelor de transport, concentrarea utilajului pe un sector îngust de lucru, îmbunătăţirea gradului de folosire a volumului util al găurilor de sondă etc.

CONCLUZII

Cercetările întreprinse în ultimul timp în domeniul împuşcării în minerit au avut drept rezultat introducerea în producţie a unor procedee şi metodologii de lucru care au dus la utilizarea într-un grad mai înalt a energiei substanţelor explozive, realizarea unor lucrări cu pereţii netezi şi stabili în roci de tărie mică, intensificarea executării lucrărilor şi extragerii corpurilor de zăcămînt, organizarea mai eficientă şi în flux continuu a procesului de producţie, ridicarea productivităţii muncii şi reducerea preţului de cost pe unitate de substanţă minerală utilă extrasă.

BIBLIOGRAFIE

[1] Evstropov, H. A. *Vzrivnîie raboti v stroitelstvo.* Izdatelastvo literaturî po stroitelstvu Moscova, 1965.

[2] Leţu N. *Săparea şi susţinerea lucrărilor miniere.* Vol. I. Editura didactică şi pedagogică, 1960.

[3] Anton P. *Explozivi minieri şi tehnica folosirii lor.* Editura tehnică, 1962.

[4] Novojilov, M. G. *Otkritie gorniie raboti.* Izdatelstvo Nedra, Moscova, 1965.

[5] Baranov, E. G. şi Maşineţ, V. N. *Metod vzrivantia c predvaritelnim okonzurivaniem razruşaemovo masiva.* Gornîi jurnal, nr. 7, 1964.

[6] Alexeev, F. R., Malîi, I. S. şi Mordoveţ N. S. *Vzrivanie v zajatoi srede na karere Inguleţkovo gornoobogatitelnovo kombinata* Gornîi jurnal, nr. 11, 1963.

[7] Novojilov, M. G., Drukovanîi, M. F. ş.a. *Opit vzrivania visokih ustupov na Krivorojskom Tentralnom gornoobogatitelnom Kombinata.* Gornîi jurnal, nr. 11, 1963.

[8] Novojilov, M. G. ş.a. *Intensifikaţia gornih rabot pri stroitelstve rudnih karerov.* Shatnoe stroitelstvo nr. 7, 1964.

[9] Lang, L. C. *Controlul înclinării treptelor de tăiere în cariere, prin împuşcare dirijată.* Canadian Mining journal, nr. 12, 1965.

[10] . * * *Împuşcarea dirijată în subteran.* Engineering and Mining journal, nr. 10, 1965.

METODELE CERCETĂRII OPERAŢIONALE

Dr. D. MILCOVEANU

Activitatea din ce în ce mai complexă a întreprinderilor şi a marilor unităţi economice din ţara noastră, precum şi incidentele cu celelalte compartimente ale economiei naţionale, face ca luarea de decizii hotărîtoare pentru eficienţa unităţii să fie dificilă şi adesea afectată de arbitrar.

În trecut se studia în mod simplist lumea şi problemele ei practice care erau accesibile simţurilor. Această lume era guvernată de legi naturale pe care era obligată să le asculte şi codul ei era ceea ce se numeşte experienţa, intuiţia sau dacă vrem bunul simţ.

Dar înainte de a şti cum se întîmplă lucrurile în practică, inginerul sau economistul modern vrea să ştie, spre deosebire de trecut, cum s-ar petrece în teorie aceste lucruri, dacă anumite condiţii sînt simplificate.

Această intervenţie a spiritului care vrea să privească cazurile practice în lumina unei ipoteze abstracte, adesea transcendent derutează întotdeauna pe profan, dar ea a trecut examenul exigenţei industriei moderne şi este bagajul intelectual fundamental al inginerului şi economistului modern.

În sensul celor de mai sus s-au conturat în timpurile moderne două tehnici care contribuie la soluţionarea problemelor practice complexe. Aceste tehnici sînt : analiza sau cercetarea operaţională efectuată la locul de producţie de către analist şi tehnica calculatoarelor electronice.

Este evident că pentru rezolvarea unor probleme matematice complexe sau a unui volum mare de calcule, cercetarea operaţională face apel la calculatoarele electronice.

Tehnicile cercetării operaţionale sînt definite în prezent ca metode ştiinţifice pentru procurarea bazelor cantitative necesare luării deciziilor. Cercetarea operaţională încearcă şi reuşeşte, atunci cînd este mîntuită corespunzător, să evalueze incertitudinea în prevederea rezultatelor diferitelor acţiuni. Prin aceasta ea este o tehnică de optimizare.

Vom trece în revistă pe scurt, tehnicile cercetării operaţionale, punctînd caracteristicile şi posibilităţile fiecăruia, urmînd ca aplicarea să fie realizată pe baza nenumăratelor exemple pe care le oferă literatura.

Iată principalele tehnici utilizate în prezent de cercetarea operaţională.

1. *Teoria informaţiei.* În anul 1927, Hartley a fost primul care a avut ideea fascinantă de a ataşa o măsură numerică conţinutului informaţional al unui mesaj. Graţie acestei măsuri s-au putut compara capacităţile diferitelor sisteme de a transmite informaţii.

Unitatea definită de Hartley a fost capacitatea de informare C, legată de numărul de stări discernabile n prin relaţia celebră :

$$C = \log \cdot n$$

Dacă luăm logaritmul cu baza 2, C este atunci numărul echivalent de unităţi binare de stocaj informaţional deoarece $2^C = n$.

De exemplu capacitatea de informaţii a unui buton cu 32 de poziţii este egală cu aceea a 5 comutatoare cu 2 poziţii, deoarece : $32 = 2^5$. Aceste unităţi binare de capacitate s-au denumit bits, prescurtare de la binary digits.

Shannon, în anul 1949, a completat teoria informaţiei prin definirea unei alte noţiuni şi anume a conţinutului de informaţii H, legată de probabilitatea prin relaţia nu mai puţin cunoscută ; informaţia H conţinută într-o stare de probabilitate P este :

$$- \log. P$$

Eleganta relaţie de concepţie dată face legătura între teoria comunicaţiilor respectiv a informaţiei şi statistica matematică, de unde posibilităţile ei considerabile, elasticitatea acesteia din urmă fiind cunoscută şi utilizată de către ştiinţifici.

Modelul de comunicaţii care asigură transmiterea unei informaţii şi care este studiat de teorie, conţine 6 elemente şi anume : sursa, transmiţătorul, linia sau canalul, receptorul, destinatarul şi zgomotul care perturbează mesajul.

Graţie acestei scheme, care se poate adapta la cele mai variate sisteme care trebuie studiate, îşi datorează, teoria informaţiei, marea sa generalitate în aplicaţii.

De exemplu : studiul ameliorării, transmiterii unei directive sau document de Stat se poate face cu ajutorul teoriei informației. În acest caz : vorbitorul constituie sursa, organele centrale constituie transmițătorul, mijloacele de transport a materialului scris, linia sau canalul, organele locale receptorul și în sfîrșit destinatarul este poporul. În acest exemplu rolul zgomotului din teoria comunicațiilor poate fi atribut întîmplărilor neprevăzute din procesul de transmitere a mesajului prin diferite mijloace.

Alt exemplu : schema funcțională a unei porți automate poate fi studiată pe baza aceluiași model. Astfel : sursa ar fi constituită din un șir de pietoni care sînt interceptați de fascicolul de radiații emis de un izotop radioactiv, transmițătorul ar fi instalația cu izotopi radioactivi respectiv blocul electronic, linia, firele electrice de la blocul electronic pînă la electromagnetul care comandă poarta automată, receptorul ar fi sus-amintitul electromagnet și în sfîrșit destinatarul, poarta însăși.

Un ultim exemplu pe care îl dăm este acela al prospecțiunilor geofizice. În acest caz : formația geologică din subsol reprezintă sursa, cîmpul gravitațional sau magnetic produs transmițătorul, terenul care acoperă formația, linia sau canalul, aparatul pentru prospecțiuni receptorul iar harta care se întocmește destinatarul. Zgomotul ar fi constituit în acest caz de influența diferitelor accidente tectonice minore din apropierea suprafeței pămîntului și care vin să perturbe cîmpul produs de structura propriu-zisă care face obiectul studiului.

Deși compoziția internă a fiecăruia din elementele constituente ale schemei amintite mai sus, poate să difere de la un sistem sau caz studiat la altul, trebuie reținut totuși că fiecare din aceste elemente are aceeași funcțiune în toate sistemele studiate. O dată realizată această încadrare a problemei studiate, teoria informației preia materialul teoretic considerabil al teoriei comunicațiilor din telegrafie și telefonie și îl aplică cu toate formulele sale practice, cu deosebită eficiență.

În sfîrșit trebuie să menționăm posibilitățile de codificare a mesajelor printr-o succesiune formată din unicele simboluri 0 și 1. Această teoremă face acuma legătura cu calculatoarele cifrice de unde posibilitățile și viteza soluționării problemelor celor mai diverse, în teoria informației.

2. Programarea liniară și alte programări matematice.

Programarea liniară constituie astăzi unul din cele mai răspîndite instrumente folosite de cercetarea operațională. Problemele care pot fi modelate cu ajutorul programării liniare sînt deosebit de variate însă au drept trăsătură comună determinarea unor variabile nenegative care optimează o formă liniară, respectînd în același timp un sistem de inegalități sau condiții tot liniare. Forma liniară care se optimizează se numește obiectiv al problemei, iar cuvîntul optimizare vrea să spună : determină valorile variabilelor care face obiectivul maximum sau minimum. Variabilele sînt resurse ale activității economice ca : materiale, utilaje, mînă de lucru și altele. Întregul ansamblu de variabile care satisfac condițiunile funcționale și de ne-negativitate constituie o soluție posibilă a problemei de programare liniară. În sfîrșit, orice soluție posibilă care optimizează obiectivul se numește soluție optimă.

O întreagă serie de proprietăți fac ca metoda programării liniare să fie de o elasticitate deosebită, încadrînd și soluționînd cele mai diverse probleme.

O clasificare a problemelor de programare liniară s-a făcut avîndu-se în vedere modelul matematic folosit. Această clasificare duce la următoarele categorii :

— probleme de transport, înțelegîndu-se prin aceasta o întreagă categorie de probleme economice diverse, la rezolvarea cărora se folosește un anumit model matematic ;

— probleme tip simplex.

Menționăm că metoda simplex este mai puțin utilizată în economie și deci este mai puțin cunoscută decît prima. Posibilitățile acestei ultime metode sînt foarte largi, iar succesiunea calculelor foarte elegantă și logică.

Succesiunea etapelor de lucru într-o problemă tip simplex este următoarea :

— în prima etapă se scrie sistemul de inegalități care exprimă condițiile problemei împreună cu funcția de eficiență ;

— în a doua etapă se introduc necunoscutele auxiliare și coeficienții numerici care fac ca inegalitățile constituind condițiile problemei să devină niște egalități ; același lucru pentru funcția de eficiență ;

— în a treia etapă se întocmește, pe baza acestor ecuații, așa-numitul tablou simplex ;

— etapa finală constă din prelucrarea tabloului simplex prin operații repetate de iterare, pînă ce se elimină toate necunoscutele auxiliare. Acest ultim tablou conține în structura sa soluția optimă a problemei puse.

Despre programarea dinamică vom spune foarte pe scurt că este o metodă de optimizare a sistemelor sau a reprezentării lor matematice în care se operează pe faze sau secvențe. Punctul de plecare al acestei metode este așa-numita teoremă de optimalitate enunțată în anul 1957 de matematicianul american Richard Bellman. Enunțul acestei teoreme este așa de simplu, încît pare evident. Totuși,

eficacitatea metodelor de optimizare secvențială, la care a dat naștere, devin din ce în ce mai utilizate pe măsură ce se constată caracterul secvențial al numeroaselor probleme economice. Teorema lui Bellman se enunță astfel : o politică (economică) optimă nu poate fi formată decît din subpolitici (economice) optime — urmare acestei teoreme, lucrarea sau investiția, de exemplu o autostradă, se împarte într-un număr oarecare de faze alăturate și se caută subpolitica optimă, din aproape în aproape, pentru un număr din ce în ce mai mare de faze alăturate pînă ce se găsește politica optimă pentru întreaga lucrare. Se poate începe, fie cu o extremitate, fie cu cealaltă ; se poate proceda și pe porțiuni, de exemplu în cazul unei autostrăzi este posibil să se evalueze subpoliticile optime pentru fazele respectiv tronsoanele I și II, precum și subpoliticile optime pentru tronsoanele III, IV și V, apoi, plecînd de la aceste subpolitici, să se calculeze politica optimă pentru întreaga autostradă.

Vom spune despre tehnicile programării liniare că ele sînt un instrument eficient în mîna inginerului conducător al unei lucrări sau unități economice.

3. *Teoria așteptării.* Această teorie își are originea în găsirea unei soluții optime a problemei încărcării cît mai raționale a unor centrale telefonice, astfel ca pe de o parte, cererile de servicii ale abonaților să fie cît mai promt satisfăcute, iar pe de altă parte, capacitatea centralelor să fie cît mai bine folosită. Întrucît problema centrală constă în obținerea cît mai rapidă, de către abonat, a unui fir liber, în condiții economice cît mai favorabile, teoria a căpătat numele de teoria așteptării. Primele lucrări privind această teorie datează din anul 1908 și se datorează inginerului danez Erlang, care a și găsit o funcție de distribuție care îi poartă numele, special construită pentru abonații telefonici. Aceste lucrări au fost continuate și completate în zilele noastre de Molina, Pollaczek și Crommelan, care pot fi considerați ca principalii constructori ai teoriei așteptării.

În aplicarea teoriei așteptării, construită inițial pentru optimizarea procesului de comunicare telefonică și la alte tehnici, abonații au devenit consumatorii, așteptarea unui fir liber a devenit șirul de așteptare sau coada care se formează în cazul cînd consumatorii trebuie să aștepte, iar centrala telefonică a devenit stația de servire a cărei menire este satisfacerea cererilor, teoria rămînînd aceeași ca în teoria telefoanelor.

Pentru extinderea aplicării teoriei așteptării la cît mai multe situații din procesele de producție, paralelismul descris mai sus trebuie generalizat. De exemplu : abonații sau consumatorii pot fi vagonetele, vagoanele, autobasculantele etc., care se prezintă la stația de servire care devine abatajul, gara sau balastiera unde lucrează excavatoarele ; faptul că la stația de servire, la un moment dat se găsește un număr oarecare de vagonete, vagoane, autobascule etc. s-a format un șir de așteptare și atunci considerabilul material teoretic, construit pe baza distribuției lui Poisson, pentru studiul centralelor telefonice, poate fi utilizat pentru optimizarea procesului pe care îl studiem.

În afară de încadrarea proceselor de transport în teoria așteptării, manevră de analiză pe care o intuim, teoria așteptării mai cunoaște și alte aspecte ale aplicabilității. În general, cu ajutorul teoriei așteptării se pot optimiza probleme făcînd parte din următoarele categorii :

— probleme de circulație și transport ;

— probleme de deservire a clienților ;

— probleme de întreținere a grupelor de mașini.

Pentru exemplificarea mai concretă prezentăm cîteva cazuri de aplicare a teoriei așteptării.

— Într-o uzină de automobile s-a studiat problema determinării numărului optim de funcționari care să fie repartizați la ghișeele diferitelor magazii de S.D.V.-uri cu varianta inexistenței cozilor de așteptare și nici a funcționarului sedentar.

— Determinarea numărului optim de culoare de aterizare care trebuie prevăzute pentru un aeroport, în așa fel ca probabilitatea de așteptare deasupra acestora să fie mai mică de 0,1 pentru un avion care cere un culoar de aterizare.

— Determinarea volumului de lucrări de prospecțiuni geofizice și de foraje de explorare pe baza unui raport între numărul de hectare de teren posibil potrolifere și numărul de hectare de teren probabil petrolifere.

— Problema stabilirii cît mai raționale a numărului necesar de mecanici de întreținere a unui parc de mașini automate sau sub o altă variantă problema supravegherii funcționării acestor mașini, de exemplu : războaie de țesut, strunguri automate, ș.a.

— Organizarea unui magazin, a unei policlinici, a unor ghișee de deservire a clienților, ș.a.

— Reglementarea circulației, studiul unei gări de triaj ș.a.

În general, putem spune că tehnica așteptării se aplică în cazurile cînd persoane sau entități fizice sînt obligate, în cadrul procesului general, să treacă prin anumite puncte. Datorită aspectului aleatoriu al problemei în aceste puncte va apare o alternanță necontrolabilă de perioade de aglomerare și de absență totală de activitate. Dacă mărim capacitatea

sistemului, se scad aglomerările, însă cresc perioadele de inactivitate. Teoria așteptării permite calcularea probabilității ca la un moment dat, un anumit număr de persoane sau unități să fie în așteptare, de unde posibilitățile de dimensionare ale stației de deservire. În toate aceste cazuri, teoria așteptării trebuie să constituie o parte a ansamblului de metode operaționale care ar trebui utilizate pentru găsirea soluției.

4. *Teoria grafelor.* Dintre toate procedeele cercetării operaționale, metoda grafelor sau a drumului critic, aplicată la planificarea și conducerea lucrărilor complexe, a cunoscut un succes și o dezvoltare spectaculoasă.

Începînd cu anul 1950 se menționează în diferite publicații de specialitate încercării de elaborare a unor metode de previziune și conducere a proceselor tehnologice complexe. Deabia în anul 1957 apare în S.U.A. metoda drumului critic, prin care s-a urmărit inițial ameliorarea planurilor calendaristice la lucrări de construcții-montaj din industria chimică. În anul 1958 s-a elaborat tot în S.U.A. metoda PERT sau analiza drumului critic, astăzi universal utilizată pentru conducerea unor procese complexe care se desfășoară în timp.

Inițial, analiza drumului critic avea ca obiectiv principal controlul termenelor de execuție. Din anul 1962 au început să fie urmărite și alte obiective ca de exemplu : folosirea rațională a resurselor, optimizarea costului ș.a. Au apărut astfel variantele RAMPS, PERT — COST și CPM.

Analiza drumului critic se aplică în domenii foarte variate, de la controlul proiectelor de realizare a zborurilor cosmice, pînă la construcția de locuințe. În sfera de aplicabilitate a metodei intră : planificarea și conducerea producției industriale, a construcției de vapoare, deschiderea de mine noi ș. a.

Duratele activităților din cadrul obiectivului studiat pot fi considerate constante și atunci se spune că aplicăm metoda drumului critic sau variabile aleatorii cînd se poate obține o optimizare, atît a termenelor de dare în folosință cît și a costului.

Domeniul de aplicare a teoriei grafelor cuprinde, în afară de problemele de planificare și conducere științifică a proceselor complexe, și alte probleme cu caracter economic dintre care menționăm :

— probleme tipice de transport ;

— probleme de circulație care apar la stabilirea fluxului maxim într-o rețea dată cu capacități de transport limitate ;

— proiectarea optimă a rețelelor de distribuție, date fiind un centru de alimentare și o serie de consumatori ;

— în stadiul balanței legăturilor între ramuri sau unități productive ;

— stabilirea traseelor optime pentru linii de circulație ș.a.

În țara noastră metoda grafelor a fost primită cu interes în cercuri largi de cercetători, economiști și ingineri din aparatul de conducere al unor institute de proiectare, cercetare și organizații de execuție. La I.C.S. Hunedoara metoda grafelor se aplică curent și după expresia unui inginer din conducerea acestei importante unități de construcții-montaje „de cînd aplicăm grafele s-a liniștit întreprinderea" evident din punctul de vedere al procesului de producție.

5. *Teoria jocurilor.* În teoria jocurilor scopul principal urmărit este stabilirea unei baze solide pentru luarea deciziei. Situația este însă complexă, deoarece trebuie ținut seamă de actele unui adversar sau concurent. Prin urmare, consecința unui mod de acționare ales de către una din părți depinde, nu numai de acest mod de acțiune ci și de acela ales de adversar dintre alternativele care i se oferă.

În anul 1928, John von Neumann a fost primul care a elaborat o metodă care descria astfel de conflicte, stabilind celebrul principiu „minimax", care permite luarea de decizii corespunzătoare în astfel de situații. Modelul unei situații a conflictului poartă numele de joc.

Tot Neumann a arătat că orice joc poate fi redus la un joc matricial și că nu există alte feluri de jocuri decît cele matriciale. Această remarcabilă demonstrație nu a putut fi realizată decît pe baza conceptului de strategie în sensul înțeles de Naumann. Conform acestui concept, strategia este o colecție de succesiuni de acțiuni ale unui jucător, fiecare dintre succesiuni fiind pregătită ca o reacție față de strategia adversarului care poate fi și natura, în scopul atingerii obiectivului propus, adică acelei stări finale, căreia regulile jocului îi asociază maximum de cîștig posibil. Un alt concept important introdus tot de Neumann este acela de strategie combinată. O strategie combinată implică atașarea unei posibilități fiecărei strategii și utilizarea acestor probabilități pentru a determina care strategie trebuie aleasă într-un joc dat. Deciziile luate în conformitate cu aceste probabilități sînt niște decizii bune deoarece ele asigură unui jucător o valoare a parametrului considerat pe care adversarul său nu îl poate împiedeca ca să îl realizeze. Strategiile conduse de un astfel de criteriu al probabilităților sînt denumite de Neumann strategii bune ale celor doi jucători. Teorema fundamentală a lui Neumann este că orice joc posedă în același timp o valoare sau matricea sa precum și strategii bune.

Pentru cunoașterea și însușirea metodei vom prezenta un exemplu.

În cadrul unor lucrări de investiții miniere, s-a terminat execuția unor lucrări și urmează să înceapă altele. O parte din forțele de muncă devenite disponibile sînt plasate imediat la noile lucrări. Pentru o altă parte, să zicem pentru exemplificare 300 muncitori calificați, frontul de lucru nu este asigurat, cauza se datorează întîrzierii documentației tehnice și financiare.

Problema de decizie care se pune în fața conducerii unității este următoarea : pe cîți dintre cei 300 muncitori calificați să-i păstreze, plătindu-i cu salariul de stagnare și pe cîți să-i transfere la alte unități, știind că într-un anumit timp documentația va sosi și lucrările de investiții vor începe și că recrutarea de noi muncitori este o problemă grea.

Se apreciază că întîrzierea primirii documentației poate fi încadrată pentru exemplificare după cum urmează : probabilitatea unei întîrzieri de o lună 25%, de două luni 60% și trei luni 15%.

Conducerea poate păstra sau transfera oricîți din cei 300 muncitori calificați ; se iau în considerare, tot pentru exemplificare, numai cazurile cînd se păstrează : 300, 200, 100 și 0 muncitori.

Este ușor de constatat că ne aflăm în fața unei probleme de decizie, care se modelează foarte ușor, cu ajutorul unui joc de strategie.

Strategiile conducerii unității sînt :

S_1 — păstrarea tuturor celor 300 de muncitori ;

S_2 — păstrarea a 200 de muncitori și transferarea restului ;

S_3 — păstrarea a 100 muncitori și transferarea restului ;

S_4 — transferarea tuturor muncitorilor ;

Strategiile adversarului sînt :

A_1 — acțiuni pentru predarea documentației într-o lună ;

A_2 — acțiuni pentru predarea documentației în două luni ;

A_3 — acțiuni pentru predarea documentației în trei luni.

Cum există estimări suficient de exacte privitoare la costuri, se poate efectua un calcul precis al eficacităților corespunzătoare diferitelor strategii.

Rezultatele în lei obținute ne permit să construim matricea asociată jocului cu ajutorul căreia se va lua decizia. În cazul exemplului prezentat, matricea va consta din 3 coloane corespunzătoare acțiunilor adversarului și 4 linii corespunzătoare strategiilor conducerii unității.

Utilizînd principiul minimax al lui Neumann sau chiar mai simplist prin simpla comparare a mediilor eficacităților pentru cele 4 linii ale matricei corespunzătoare celor 4 strategii ale conducerii unității, se poate face alegerea strategiei celei mai avantajoase. În exemplul prezentat, strategia corespunzătoare unor costuri minime este strategia S_2 adică păstrarea a 200 de muncitori.

Este evident că în lipsa unui instrument rațional de decizie, hotărîrea care s-ar lua în astfel de probleme ar avea un caracter de arbitrar.

Reiese din cele expuse că aplicarea cu succes a teoriei jocurilor depinde într-o largă măsură de precizia și rigurozitatea cu care se pot exprima diferitele strategii.

În sfîrșit, pentru a puncta importanța metodei, vom aminti că plecînd de la jocurile cu matrice, se poate defini o comportare rațională în fața diferitelor conjuncturi economice. ajungîndu-se la o stare de echilibru care are o importanță de prim ordin pentru dezvoltarea unei industrii.

6. Teoria siguranței. Alegerea politicii de înlocuire a agregatelor sau a siguranței funcționării lor este, în general, o problemă destul de delicată și în același timp importantă pentru conducerea unei unități economice de producție.

Este evident că o experiență bogată poate să fie uneori suficientă pentru a obține rezultate acceptabile, dar de foarte multe ori intuiția poate duce la concluzii greșite.

Analiza operațională sub aspectul teoriei siguranței în funcționare care tratează despre uzura, înlocuirea și menținerea utilajelor, permite obținerea unor evaluări foarte corecte prin formule ușor de calculat.

Întreaga teorie elaborată se bazează pe ipoteza naturei aleatori a procesului de uzură și defectare a agregatelor. Prin urmare și această metodă face apel la elementele de teoria probabilităților și statistica matematică cu folosirea transformării funcționale Carson-Laplace.

Pe această bază se calculează o serie de elemente specifice funcționării agregatelor ca de exemplu : timp optim de înlocuire, funcția de supraviețuire, durata de funcționare, limita de funcționare, gradul de uzură și în final vîrsta medie de apariție a avariei, mărime atît de utilă inginerului care are în exploatare agregate cheie ca de exemplu o instalație de extracție cu toate anexele ei.

În sfîrșit să trecem la un alt aspect al funcționării agregatelor. Se știe din studiile economice că cheltuiala unitară de înlocuire a agregatelor pe grupe este mai mică decît cheltuiala unitară de înlocuire individuală a acestora. Cu alte cuvinte, este mai avantajos să se înlocuiască periodic și sistematic toate agregatele, atît cele mai uzate, cît și cele mai puțin uzate, decît să se înlocuiască agregatul numai atunci cînd uzura este înaintată.

Luarea unor decizii ca aceea a înlocuirii sistematice a tuturor agregatelor dintr-o secție, este desigur o problemă delicată și de răspundere.

Teoria siguranței în funcționare permite calculul unei funcții denumită economică a menținerii, pe baza căreia se poate lua decizia optimă de înlocuire a unui grup de agregate.

Trebuie să menționăm, în cadrul unei generalizări a tehnicii teoriei siguranței în funcționare, extinderea noțiunei de avarie și la alte situații ca de exemplu apariția unui accident tectonic într-un cîmp minier ceea ce necesită schimbarea sau modificarea caracteristicilor de funcționare a agregatelor ca de exemplu : schimbarea sapei la foraj ; schimbarea armăturilor într-un abataj, ș.a.

Pentru studiul științific al acestor situații se aplică integral noțiunile și metodele elaborate pentru teoria siguranței în funcționare a utilajelor.

7. *Teoria stocurilor.* Aprovizionarea cu materiile prime, materialele și utilajele necesare unui proces de producție, cererile consumatorilor, precum și asigurarea unor stocuri raționale, ridică probleme importante care adesea sînt rezolvate pe baza experienței sau a unor reguli rigide. De exemplu metoda atît de folosită în magazine și uzine care constă în a da în mod automat o comandă de reaprovizionare constantă de îndată ce stocul a atins o valoare critică sau cu alte cuvinte stabilirea unui nivel de reaprovizionare, nu are decît avantajul unei gospodăriri ușoare, dar nu dă o garanție suficientă împotriva epuizării stocului pentru unul sau mai multe sortimente și nici din punct de vedere financiar-economic nu este o soluție de reținut.

Procesele reale de stocare, deși au o structură generală comună, sînt foarte variate și ca atare nu se poate indica o metodă unică de optimizare. Deseori, printr-o analiză bine condusă, problema concretă se poate încadra într-un model deja studiat și utilizat, în care caz calculul nu prezintă dificultăți. Problemele mai complexe se rezolvă în general utilizînd ipoteze simplificatoare și principiile generale, respectiv modelele matematice referitoare la procesele de stocare. Fazele de calcul ale unei analize a stocurilor constituie în esență construcția modelului matematic care se referă la un proces de stocare. Iată fazele clasice ale unei astfel de analize ;

F a z a I — determinarea costurilor (aprovizionare, stocare și penalizare), precum și a celorlalți parametri inițiali (volumul cererii, durata de aprovizionare ș.a.).

F a z a a II-a — stabilirea funcției de eficiență, care exprimă costul total.

F a z a a III-a — minimalizarea funcției de eficiență prin una din metodele matematice cunoscute, ca de exemplu : calculul diferențial sau variațional, programarea liniară sau dinamică ș.a.

Se obțin, în modul acesta, valorile variabilelor care optimizează procesul de stocare.

Cele mai multe aplicații ale teoriei stocurilor privesc, cum este și natural, domeniul planificării și aprovizionării cu materiale.

Mai sînt soluționate și probleme privind, atît stocarea, cît și organizarea fabricației. Iată un exemplu :

Anumite piese fac obiectul unei cereri constante ; aceste piese sînt prelucrate în serie ; costul stocării unei piese este cunoscut ; cererea totală de piese pe un interval dat de timp este, de asemenea, cunoscut. Se cere să se determine numărul de piese dintr-o serie de fabricație, în așa fel încît costul total al lansării comenzii și al stocării pieselor să fie minim. Astfel de cazuri au fost deja studiate și modelele matematice, respectiv funcțiile de eficiență construite, sînt expuse în tratatele de specialitate.

Sînt numeroase problemele din tehnica curentă care se pot încadra într-un model de stoc, de unde posibilitatea utilizării materialului științific elaborat pentru rezolvarea problemelor specifice de stocaj. De exemplu : în cazul dimensionării optimale a unui front de lucru, necesarul de front de lucru reprezintă cererea, stagnarea lucrărilor este echivalentă cu costul stocării, iar nefolosirea forței de muncă cu costul penalizării. Cunoscînd cererea, costul stocajului și cel al penalizării se obține o problemă clasică de stocare, a cărei rezolvare o găsim în orice tratat general de analiză operațională.

8. *Metoda Monte Carlo.* De multe ori problema complexă care se pune urmărește o schemă ca de exemplu aceasta : comanda-controlul-comunicarea-decizia, iar structura modelului care se construiește corespunzător, fără a avea un model matematic ca exemplu, conține mai mult de 5—10 variabile independente. În aceste situații conform metodelor cunoscute de studiu, trebuie stabilite ecuațiile de probabilitate a căror rezolvare, ca structură și volum, sînt adesea foarte complicate.

În aceste cazuri este justificată aproximația Monte Carlo. Această metodă utilizează procedeul simulării. După cum se știe simulare înseamnă înlocuirea sistemului real cu un model mai simplu și deducerea comportării lui prin studiul acestui model simplificat. Am putea spune de exemplu că orice formulare sau încadrare matematică a unei probleme constituie o simulare mai restrînsă sau mai generală.

Procedeele curente de simulare sînt, după cum se știe, următoarele : prin analogie, fo-

losind calculatoarele analogice, prin aparate speciale de simulat și, în sfîrșit, prin metoda Monte Carlo, care se caracterizează prin faptul că folosește ca instrument de lucru statistica matematică și teoria probabilităților. Capitolul special al acestor discipline la care apelează metoda Monte Carlo este acela al selecțiilor întîmplătoare. Cu ajutorul acestora se pot studia caracteristicile unei colectivități mai mari și pe care nu o cunoaștem, din care a fost extrasă întîmplător selecția amintită. Prin aceasta, metoda Monte Carlo se numără printre puținele, dacă nu unica metodă care rezolvă o problemă pentru care obținerea datelor experimentale este dificilă sau costisitoare.

Să dăm un exemplu, pe care îl considerăm reprezentativ, de aplicare a acestei metode care în ultimii ani a căpătat o răspîndire considerabilă în toate tehnicile.

O exploatare minieră repartizează centralizat echipe și brigăzi de muncitori, fronturilor de lucru, în funcție de necesități. Fiind convinși că, atît lipsa, cît și surplusul de muncitori față de necesarul real duc la pierderi, trebuie stabilit numărul optim de echipe și brigăzi necesare.

Cu ajutorul unor tabele de numere aleatori, care sînt publicate și utilizate curent la aplicarea metodei Monte Carlo, se simulează de exemplu 5—10 zile de lucru în care lucrează în mai multe variante un număr oarecare de echipe și brigăzi. Pe baza unor formule cunoscute în teoria Monte Carlo, se face trecerea de la distribuția tabelată la cea reală a exploatării miniere respective. Se deduce numărul necesar de muncitori și se compară cu acela repartizat, de unde lipsa și surplusul de muncitori. Pe baza unui calcul economic, care prinde pierderea în lei pe zi cauzată de lipsa sau prezența peste necesar a unui muncitor, se deduc costurile totale pe zi pentru numerele diferite de echipe și brigăzi luate în considerație inițial, de unde numărul optim de echipe sau brigăzi care trebuie trimis la fronturile de lucru din subteran.

După cum vedem procesul de lucru a fost simulat cu ajutorul tabelelor de numere aleatoare, de care trebuie să dispună analistul. Este evident că simulînd un număr mai mare de zile și de variante, de echipe și brigăzi, se pot obține rezultate mai precise.

Să desprindem cîteva concluzii privind metoda Monte Carlo : ne dăm seama că formularea matematică a problemei amintite mai sus este dificilă ; metoda simulării evită această formulare și stabilește cu ușurință și cu un volum redus de calcule, rezultatele la care ne putem aștepta, de unde posibilitatea de optimizare. În sfîrșit ne dăm seama că, experimentări efective în mină pentru obținerea optimizării, ar fi transformat mina într-un șantier de experimentare, ceea ce evident ar fi inacceptabil pentru exploatare. Metoda simulării a înlocuit deci experimentele reale cu experimentele fictive și a dus la optimizare.

9. *Statistica matematică.* Statistica matematică și teoria probabilităților au o mare importanță, atît în cadrul tehnicilor cercetării operaționale, cînd sînt utilizate ca instrumente de calcul sau ipoteze de bază, cît și ca metode independente de cercetare operațională.

Analiza statistico-matematică exercită o atracție deosebită asupra științificilor în general. Ea reține atenția, prin finețea filozofică a ipotezelor sale, prin eleganța procedeelor matematice pe care le utilizează și prin remarcabila ei elasticitate de adoptare la cele mai diverse probleme.

Preluarea statisticii matematici de către inginerii și economiștii din industria minieră s-a efectuat în urma eficacității practice a soluțiilor obținute în cazul unor probleme complexe, ridicate de procesele din producție și tehnica conducerii.

Vom da un exemplu de aplicare a tehnicii statisticii matematice la exploatările carbonifere din Valea Jiului.

La sect. IV al E. M. Lonea se extrage cărbune din stratele nr. 3 de grosime 16 m și nr. 5 de grosime 4 m. În egală măsură se utilizează pentru extragerea cărbunilor, atît abataje tip cameră în care lucrează 7 mineri, cît și abataje tip frontal în care lucrează 12 mineri.

Din studiul procesului de producție a reieșit că planul de producție, respectiv 800 t/zi, este influențat de o întreagă serie de parametri, legați de organizarea procesului de producție.

Pentru rezolvarea problemei s-a înregistrat în subteran, timp de 40 zile lucrătoare succesive, 51 parametri legați de procesul de producție dintre care amintim cîțiva : producția de cărbune în t/zi ca variabilă dependentă și suprafața frontului de lucru în metri pătrați, lungimea liniei de front în metri, numărul abatajelor cameră, numărul abatajelor frontale, numărul de muncitori coborîți în subteran, presiunea aerului comprimat în atmosfere, cantitatea de exploziv utilizată în kg/zi ș.a., ca variabile independente.

În sensul identificării parametrilor de exploatare cu ponderea cea mai mare în procesul de producție și a măsurilor tehnico-organizatorice care ar trebui să fie luate pentru mărirea producției la 900 t/zi s-au realizat următoarele etape de calcul specifice unei cercetări statistico-matematice :

— verificarea aplicabilității distribuției normale ;

— analize de corelație, simplă și multiplă ; calculul coeficienților de determinare ;

— verificarea semnificației fizice a coeficienților de corelație și stabilirea numărului minim satisfăcător de înregistrări ;

— analiza de regresie, drepte, plane și supraplane de regresie ; verificarea liniarității dreptelor de regresie.

Studiul realizat a permis încă de la începutul analizei să se împartă parametrii de exploatare studiați în două categorii și anume :

— prima categorie pentru care, cu probabilitatea de 95%, putem afirma că parametrii conținuți în această categorie influențează substanțial producția, dependența dintre producție și acești parametri fiind în consecință foarte strînsă. Acești parametri de exploatare deveniți dintr-o dată interesanți pentru organizatorii procesului de producție din subteran sînt : suprafața activă de lucru a abatajelor frontale, coeficient de corelație 0,87 ; lungimea liniei de front a abatajelor frontale, coeficientul de corelație 0,67 ; viteza de înaintare a abatajelor frontale, coeficientul de corelație 0,75 și, în sfîrșit, numărul total de muncitori din abatajele frontale, coeficient de corelație 0,62 și

— cea de-a doua categorie pentru care, cu aceeași probabilitae, putem afirma că parametrii de exploatare din această categorie nu influențează producția în mod substanțial.

Constatăm că s-a putut contura problema organizării științifice a producției în sensul identificării în primă etapă a parametrilor de exploatare cu pondere mare în procesul de producție.

Dintre coeficienții de corelație multiplă semnificativi amintim pe următorii :

— producția corelată cu lungimea liniei de front a abatajelor cameră, lungimea liniei de front a abatajelor frontale și numărul de muncitori, valoarea coeficientului de corelație 0,91.

— producția corelată cu vitezele de avansare în abatajele frontale respectiv cameră și numărul de muncitori, valoarea coeficientului de corelație 0,96.

În continuare dreptele, planele și supraplanele de regresie construite pe baza ecuațiilor stabilite au permis să se indice pe baza unor diagrame, în funcție de parametrii considerați, condițiile care trebuie îndeplinite pentru realizarea producției actuale de 800 t/zi sau a unei producții mărite de exemplu de 900 t/zi.

După cum s-a constatat diagramele întocmite pot ajuta efectiv pe conducătorii tehnici ai sectorului să aleagă în mod științific măsurile care trebuie luate pentru realizarea și depășirea planului de producție.

Din experiența noastră privind efectuarea mai multor cercetări operaționale ne permitem să amintim cîteva considerații :

— analizele operaționale trebuie să fie efectuate de cunoscători ai procesului tehnologic precum și a legăturilor acestuia cu întregul complex al procesului de producție ;

— materialul trebuie prezentat sub o formă sintetică conducerii unității ; aceasta cunoaște cîteva elemente intangibile privind procesul de producție în ansamblu. Despre aceste elemente analistul care a efectuat studiul, de cele mai multe ori, nu știe nimic ;

— în final, conducerea unității va cupla intangibilul cu analiza efectuată și folosind experiența și imaginația reprezentanților ei, trebuie să ia deciziile corespunzătoare.

Literatura consultată, fiind vastă, redacția nu consideră necesară tipărirea ei, cu atît mai mult cu cît materialul prezentat are un caracter de informare.

Articolul a intrat în redacție în luna martie 1968

CONTRIBUŢII LA CUNOAŞTEREA GENEZEI ZĂCĂMÎNTULUI CUPRIFER DE LA BĂLAN

Geol. A. FEKETE şi geol. MARGARETA ALBERT

În cadrul programului de dezvoltare a economiei noastre, elaborat de Congresul al IX-lea al P.C.R., mina Bălan va fi una din unităţile mari ale industriei noastre miniere. La proiectarea şi dirijarea viitoarelor lucrări miniere, precum şi la extinderea lucrărilor existente, se impune luarea în considerare a datelor geologice privind geneza zăcămîntului Bălan.

La întocmirea acestei lucrări s-a pornit de la adevărul subliniat de A.N.Zavarikii : „Numai geologii de mină, care cercetează şi studiază pas cu pas fronturile lucrărilor miniere, sînt în stare să construiască fundamentul necesar elaborării unei teorii juste privind geneza zăcămintelor“ [27].

Legînd observaţiile făcute de geologi în mină cu rezultatele obţinute în laborator, în această lucrare se încearcă să se clarifice unele probleme de geneză a zăcămîntului cuprifer de la Bălan.

Descrierea geologică a zăcămîntului

Zăcămîntul Bălan este situat la poalele versantului vestic al masivului Hăghimaş, în zona centrală a Carpaţilor Orientali, în apropierea izvoarelor Oltului.

Din punct de vedere geologic, regiunea zăcămîntului Bălan se încadrează în unitatea structurală a zonei cristalino-mezozoice a Carpaţilor Orientali. În cea mai mare parte este constituită din roci metamorfice, flancate la est de depozite sedimentare. Rocile eruptive în această regiune sînt foarte slab dezvoltate.

La formarea fundamentului regiunii iau parte două serii de roci metamorfice [1, 2, 4, 21] şi anume :

— Seria epizonală, cunoscută în literatură sub denumirea de „seria de Tulgheş”, cu o cristalinitate mai redusă, dezvoltată pe versantul vestic al Oltului. Această serie cuprinde şisturi clorito-sericitoase cuarţitice, filite negre grafitoase asociate cu cuarţite negre, formînd roci cu treceri gradate de la un tip la altul.

În cadrul complexului epizonal apar şi roci eruptive, reprezentate prin diabaze şi lamprofire. Diabazele apar sub formă de filon-strate, iar lamprofirele sub formă de filoane neregulate.

— Seria mezozonală sau „seria de Hăghimaş” la est de Olt suprapusă peste seria epizonală cu o cristalinitate mai mare. În cadrul acestei serii sînt dezvoltate gneise, amfibolite şi micaşisturi.

S-a constatat că între cele două serii de şisturi cristaline există raporturi anormale sub formă de superpoziţie a rocilor mai puternic metamorfozate peste şisturile cristaline de epizonă [1, 2, 16]. Această încălecare a seriei gneisice s-a produs — după I. Băncilă şi N. Oncescu — în faza orogenezei hercinice.

Spre est, rocile metamorfozate de epi- şi mezozonă suportă seriile sedimentare mezozoice din cuveta marginală Hăghimaş, reprezentate mai ales prin roci calcaroase, roci conglomeratice, gresoase sau marnoase [1, 2, 4].

Mineralizaţia cupriferă de la Bălan este cantonată în şisturi cloritoase cuarţitice şi cloritosericitoase-cuarţitice ale seriei epizonale.

Un profil transversal prin zăcămînt relevă următoarea succesiune a rocilor :

— Zonele de mineralizaţie, în majoritatea lor, sînt cantonate, aşa cum s-a amintit, în şisturi cloritoase cuarţitice. Aceste zone sînt cu mult mai bogate în calcopirită decît cele cantonate în şisturi clorito-sericitoase-cuarţitice, în care cloritul apare subordonat. În general se observă o legătură strînsă între cantitatea de clorit şi conţinutul de calcopirită al zonelor mineralizate : scăderea cantităţii cloritului este însoţită de scăderea conţinutului în calcopirită al rocii.

— Acoperişul imediat al zonelor mineralizate este constituit, de obicei, din şisturi sericito-cuarţitice, mai rar din roci verzi (şisturi verzi).

Zonele mai bogate în calcopirită sînt cele în acoperişul cărora se găsesc aceste roci verzi. În zăcămînt aceste roci apar mai frecvent la sud de Falia mare I şi între acesta şi Falia mare II, unde se prezintă în strate cu lungimi de 100—300 m, grosimi de la 3—5 m

pînă la 15 m, şi sînt urmărite între orizonturile +50 m şi —135 m, pe o adîncime de circa 200 m. Rocile verzi conţin cristale dispersate de magnetit. Legătura strînsă între rocile verzi şi mineralizaţia cupriferă este numai spaţială şi nu genetică. Schneiderhöhn încearcă să explice

— În culcuşul zonelor de mineralizaţie apar şisturi sericito-grafitoase, în care se găsesc cristale rare, idioforme, bine dezvoltate, de pirită. Uneori aceste şisturi pătrund şi între zonele de mineralizaţie, avînd însă dimensiuni relativ reduse.

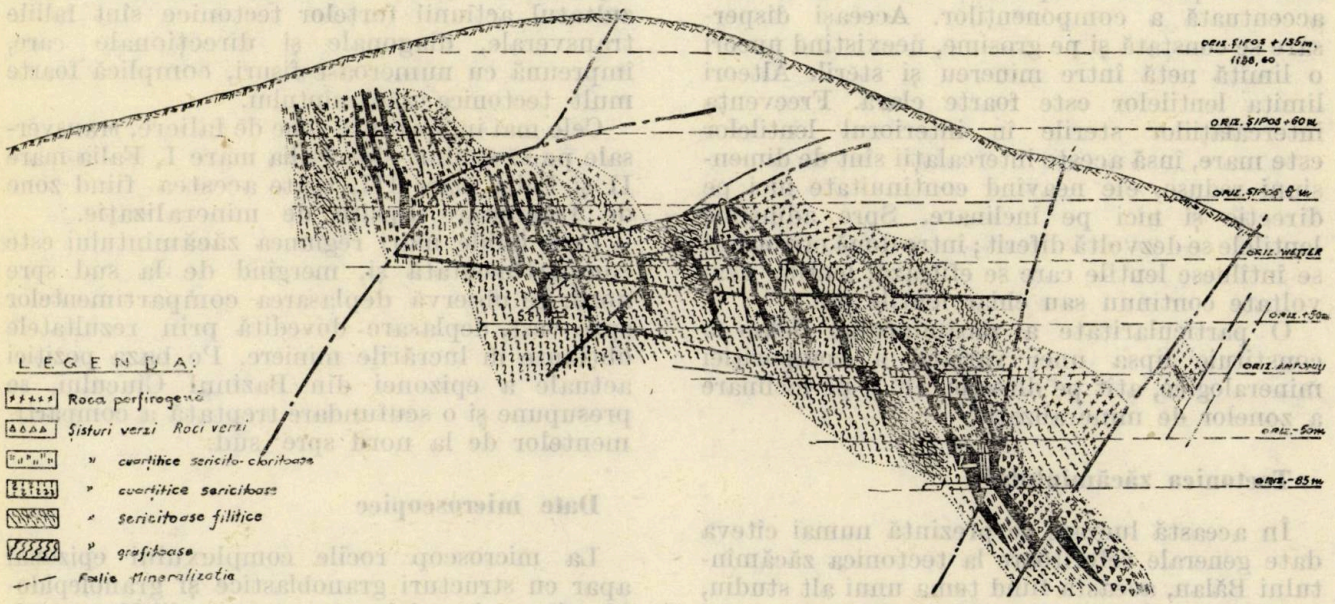


Fig. 1. Profil transversal prin zăcămîntul Bălan.

această legătură prin influenţa cloritului asupra precipitării ionilor de cupru din soluţiile hidrotermale [23].

Presupunem că soluţiile mineralizatoare ascendente, legate de activitatea vulcanică acidă, după ce au trecut prin diabaze — transformate ulterior în roci verzi — au ajuns într-un mediu cu condiţii fizico-chimice favorabile precipitării cuprului. În acest proces, rocile verzi au jucat rolul de catalizator, ajutînd la precipitarea cuprului sub formă de sulfuri. În această ipoteză, se poate explica raportul direct între cantitatea rocilor verzi şi conţinutul în cupru al zonelor de mineralizaţie, în acoperişul cărora se găsesc roci verzi. Pe verticală se observă o trecere treptată de la roci verzi la şisturi cloritoase cuarţitice cu şistuozitate pronunţată.

În cazuri izolate, în acoperiş apar şisturi sericito-grafitoase, de exemplu : la orizontul Wetter şi în zonele intens tectonizate.

— Tot în acoprişul zăcămîntului, paralel cu zonele de mineralizaţie, la o distanţă de 50—60 m de acestea, se găsesc roci porfirogene, denumite în literatură şi „metatufuri acide". Grosimea acestor roci porfirogene, cu intercalaţii grafitoase, variază de la 5 la 50 m. Lentile mai mici de roci porfirogene apar şi la 5—10 m distanţă de zonele de mineralizaţie, în acoperişul acestora. Rocile porfirogene sînt provenite din tufuri şi tufite şi se găsesc intercalate în complexul de şisturi metamorfozate epizonal [1, 2, 4, 15, 21].

În unele locuri, şisturile cristaline sînt străbătute de roci vulcanice, reprezentate prin lamprofire, care se prezintă sub formă de filoane perpendiculare pe şistuozitatea rocilor metamorfice. Grosimea filoanelor variază între 15 şi 20 cm, mai rar ating grosimi de 60—80 cm. Prin caracterul compoziţiei, precum şi prin faptul că astfel de roci se găsesc tot ca filoane şi în masivul sienitic de la Ditrău, I. Atanasiu consideră lamprofirele din seria epizonală ca aureola filoniană a unei intruziuni [1] . Vîrsta lor fiind presupusă a fi cretacic superioară, lamprofirele sînt deci mai tinere decît şisturile cristaline în care este cantonată mineralizaţia şi nu au avut nici un rol în procesul de formare a zăcămîntului.

Descrierea zonelor de mineralizaţie

Mineralizaţia de la Bălan este constituită din pirită şi calcopirită, cu o structură în general rubanată, benzi şi şnururi sau impregnaţii.

Zonele de mineralizaţie se prezintă sub formă de lentile, concordante cu şisturile în care sînt localizate. Orientarea generală a zăcămîntului este NNV—SSE, cu o cădere de 60—80°E.

Zonele de mineralizaţie au dimensiuni variabile ca lungime şi grosime. În general, lungimea zonelor nu depăşeşte 300 m, iar grosimile lor variază între 1,0 şi 25 m. Pe verticală, zonele se menţin în general între 50 şi 200 m. Distanţa dintre zone variază între 10 şi 40 m.

Zonele sînt dispuse în trepte de la vest către est, cele mai apropiate de suprafaţă fiind cele de partea estică.

În general, în cadrul unei zone există mai multe lentile, atît pe direcţie, cît şi pe înclinare. În unele cazuri lentilele prezintă efilări pe direcţie, marcate printr-o dispersare din ce în ce mai accentuată a componenţilor. Aceeaşi dispersare se constată şi pe grosime, neexistînd uneori o limită netă între minereu şi steril. Alteori limita lentilelor este foarte clară. Frecvenţa intercalaţiilor sterile în interiorul lentilelor este mare, însă aceste intercalaţii sînt de dimensiuni reduse, ele neavînd continuitate nici pe direcţie şi nici pe înclinare. Spre adîncime lentilele se dezvoltă diferit; între două orizonturi se întîlnesc lentile care se efilează, lentile dezvoltate continuu sau chiar lentile noi.

O particularitate a zăcămîntului Bălan o constituie lipsa unei variaţii a compoziţiei mineralogice, atît pe direcţie, cît şi pe înclinare a zonelor de mineralizaţie.

Tectonica zăcămîntului

În această lucrare se prezintă numai cîteva date generale referitoare la tectonica zăcămîntului Bălan, aceasta fiind tema unui alt studiu, care se va încheia în viitorul apropiat.

Evoluţia tectonică a zăcămîntului se încadrează în evoluţia tectonică a regiunii, care a durat de la începutul paleozoicului şi pînă în cuaternar [16].

Depozitele formate în geosinclinalul carpatic au fost afectate de mişcările orogenice hercinice (carbonifer, permian) sub acţiunea cărora, prin metamorfism regional, s-au format rocile cristaline mezozonale şi epizonale.

Tot ca un efect al mişcărilor orogenice din faza hercinică este privită de I. Băncilă şi N. Oncescu, încălecarea seriei mezozonale peste seria epizonală [2, 16].

În urma mişcărilor tectonice au apărut cute provocate de împingeri din est şi vest, a căror axă este orientată NNV—SSE.

În cretacic, sub acţiunea forţelor tectonice orientate N—S, au apărut rupturi orientate NE—SV, precum şi în direcţia perpendiculară pe aceasta. Tot în cretacic are loc scufundarea spre sud a masei cristaline, cazuată de transgresiunea stratelor de Sinaia [2].

La sfîrşitul perioadei cretacice s-a format Depresiunea Transilvaniei şi ca o consecinţă a acesteia a avut loc scufundarea spre vest a cristalinului.

În paleogen, ca rezultat al forţelor tectonice orientate SV—NV, s-a format sistemul de fracturi N—S şi E—V.

În pliocenul superior, pe liniile de fractură între cristalinul Carpaţilor Orientali şi Depresiunea Transilvaniei au pătruns masele eruptive, care au dat naştere lanţului vulcanic Harghita-Călimani.

Tot în pliocenul superior s-au format bazinele Ciucului, prin bararea cursurilor de apă cauzată de produsele eruptive ale lanţului Harghita

Toate aceste mişcări tectonice au influenţat aspectul morfostructural al zăcămîntului. Rezultatul acţiunii forţelor tectonice sînt faliile transverale, diagonale şi direcţionale care, împreună cu numeroase fisuri, complică foarte mult tectonica zăcămîntului.

Cele mai importante zone de faliere, transversale pe zăcămînt, sînt Falia mare I, Falia mare II şi Falia mare III, toate acestea fiind zone de frămîntare lipsite de mineralizaţie.

Prin faliile mari regiunea zăcămîntului este compartimentată şi, mergînd de la sud spre nord, se observă deplasarea compartimentelor spre vest, deplasare dovedită prin rezultatele obţinute în lucrările miniere. Pe baza poziţiei actuale a epizonei din Bazinul Ciucului, se presupune şi o scufundare treptată a compartimentelor de la nord spre sud.

Date microscopice

La microscop rocile complexului epizonal apar cu structuri granoblastice şi granolepidoblastice, mineralele componente fiind cuarţul, cloritul, sericitul, grafitul, calcita. Mai rar s-au observat felsdpaţi, amfiboli, biotit, muscovit etc.

Textura rocilor este şistuoasă.

Dintre mineralele metalice au fost identificate următoarele : pirită, calcopirită, magnetit, blendă, galenă, mispichel, tetraedrit, pirotină, marcasită, aur nativ, bournonit, calcozină, covelină, casiterit, ilmenit.

— Pirita — FeS_2 — este mineralul metalic predominant. Se prezintă sub formă de cristale idiomorfe, hipidiomorfe şi allotrimorfe, cu dimensiuni variabile de 0,4—0,85 mm, uneori puternic fisurate şi sfărîmate.

Studiul calcografic al minereului a permis identificarea a două generaţii de pirită şi anume :

— Pirita de generaţia I, apare în cantitate mai redusă. Este reprezentată prin grăunţi izolaţi, mai mult sau mai puţin idiomorfi, cu răspîndire în afara vinişoarelor de cuarţ, diseminate în masa şisturilor cloritoase şi grafitoase. În unele locuri grăunţii formează vinişoare şi benzi compacte în crăpături şi între cristalele de cuarţ. În aglomerările de ordinul centimetrilor se disting grăunţi mai mari, de dimensiuni milimetrice, corodaţi, uneori rotunjiţi, străbătuţi de fisuri în diferite direcţii, cuprinşi în masa cuarţoasă.

Între grăunţii de pirită de prima generaţie, calcopirita se observă numai în cazuri foarte rare.

— Pirita de generaţia II apare sub formă de grăunţi hipidiomorfi şi allotrio-

morfi, asociaţi cu cuarţ şi corodaţi de celelalte minerale metalice.

Dimensiunile grăunţilor de pirită sînt variabile, de la cîţiva microni pînă la 1—3 mm. Foarte des formează structuri pseudoporfirice, în care

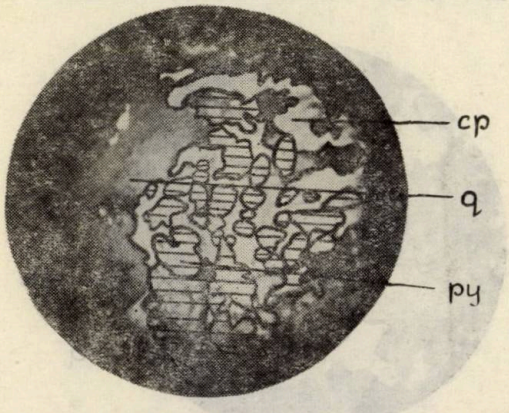


Fig. 2. Grăunţi rotunjiţi de pirită cimentaţi de calcopirită.

grăunţii mai mari sînt înconjuraţi de o mulţime de cristale mici cu dimensiuni sub 0,2 mm.

Din plajele de calcopirită care cimentează pirita de generaţia II, pornesc mici vinişoare care intră în crăpăturile grăunţilor, umplîndu-le. Uneori grăunţii de pirită sînt străbătuţi de o adevărată reţea de vinişoare de calcopirită.

— Calcopirita — $CuFeS_2$ — este mineralul metalic care, cantitativ, urmează după pirită. Se prezintă sub formă de grăunţi allotriomorfi, plaje sau vinişoare, cu dimensiuni foarte variabile (0,002—2 mm).

Granulele şi plajele de calcopirită au contururi neregulate, dantelate şi sînt înglobate

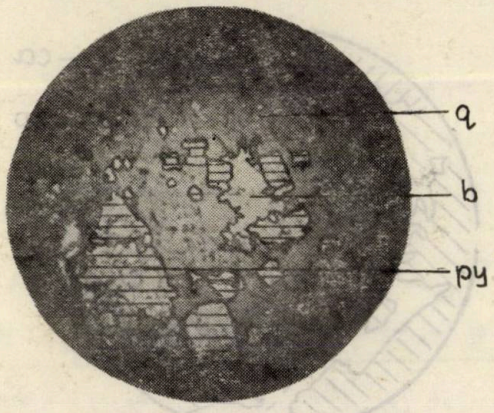


Fig. 3. Grăunţi idiomorfi de pirită împreună cu blendă cuprinşi în gangă.

în mineralele de gangă sau cimentează şi înglobează cristalele de pirită. Calcopirita formează borduri la marginile grăunţilor de pirită, se insinuează pe toate fisurile acesteia, chiar pe cele mai fine, singură sau împreună cu blenda, galena.

Din plajele bine dezvoltate de calcopirită pornesc vinişoare, ce se întretaie într-o reţea şi pătrund între celelalte minerale, se insinuează printre granulele de cuarţ şi pe fisurile lor, între lamelele de clorit şi sericit.

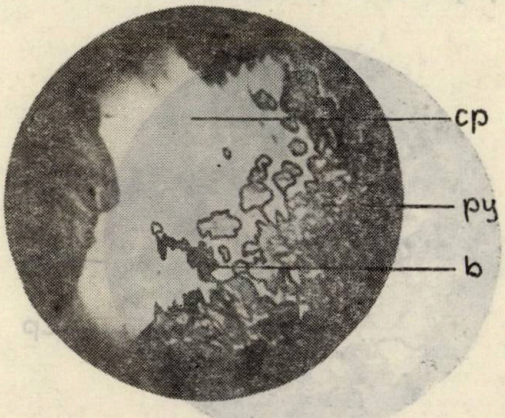


Fig. 4. Calcopirita cu incluziuni de blendă cimentînd grăunţi de pirită.

Calcopirita mai apare şi în interiorul plajelor de blandă sub formă de incluziuni micronice orientate şi neorientate.

Calcopirita conţine frecvente incluziuni de minerale de gangă, blendă, galenă etc. Uneori în interiorul plajelor de calcopirită apar steluţe fine de blendă, distribuite cu totul neomogen (dezamestec de soluţii solide între calcopirită şi blendă).

Sporadic, în plajele de calcopirită, apar grăunţi allotriomorfi de aur nativ, în asociaţie strînsă cu bournonitul.

— Magnetitul — Fe_3O_4 — se întîlnesc cristale idiomorfe cu dimensiuni pînă la 2—5 mm.

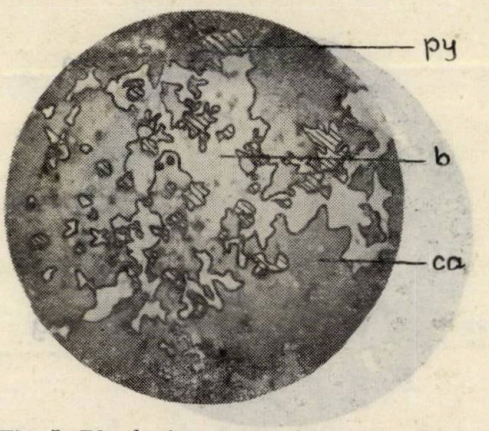


Fig. 5. Blenda cimentează pirita între plajele de carbonaţi.

Grăunţii de magnetit sînt de obicei dispersaţi izolat în gangă; grăunţii mai mici sînt grupaţi în aglomerări. Se observă o orientare paralelă a grăunţilor de magnetit cu direcţia şistuozităţii.

Frecvent grăunţii de magnetit sînt intens diaclazaţi, fisuraţi. Fisurile sînt umplute de

gangă şi calcopirită, care uneori cimentează grăunţii de magnetit. Vinişoarele de calcopirită străbat magnetitul în diferite direcţii, formînd în unele locuri benzi mici. În unele secţiuni s-a observat transformarea magnetitului pe margine şi pe fisuri în marcasită.

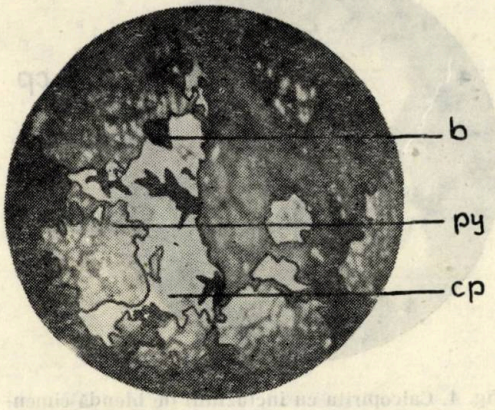


Fig. 6. Agregate de pirită cuprinse de calcopirită-blendă şi de gangă.

Magnetitul apare diseminat printre agregatele de clorit şi pare să fie singenetic cu acesta.

Dintre mineralele metalice în ordinea frecvenţei urmează :

— B l e n d a — ZnS care se prezintă în grăunţi allotriomorfi, ale căror dimensiuni variază între 0,05—1 mm şi în plaje cu conture neregulate. Grăunţii sînt diseminaţi în gangă, alteori insinuaţi printre grăunţii de pirită.

Blenda apare în asociaţie strînsă cu calcopirita şi cuarţul. În mod frecvent apar incluziuni foarte mici de blendă în cuarţ, calcopirită şi pirită. Se observă uneori şi fenomenul

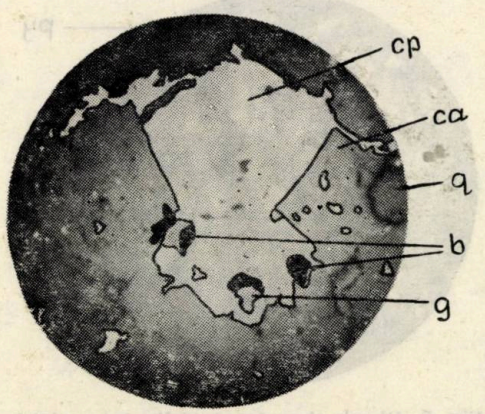


Fig. 7. Asociaţia calcopirită-blendă-galenă-carbonaţi cuprinsă în cuarţ.

invers, cînd plajele de blendă conţin incluziuni micronice, punctiforme ori aciculare de calcopirită, neorientate sau dispuse orientat. Afară de calcopirită, plajele de belndă conţin foarte des şi incluziuni de galenă, tetraedrit, pirită·

— G a l e n a — PbS — se prezintă în grăunţi mici, allotriomorfi cu dimensiuni de 0,005—0,2 mm, vinişoare subţiri şi plaje, cimentate în gangă. Plajele au formă şi dimensiuni variate. Galena este strîns asociată cu blendă, calcopirită, pirită, sulfosăruri, iar dintre mine-

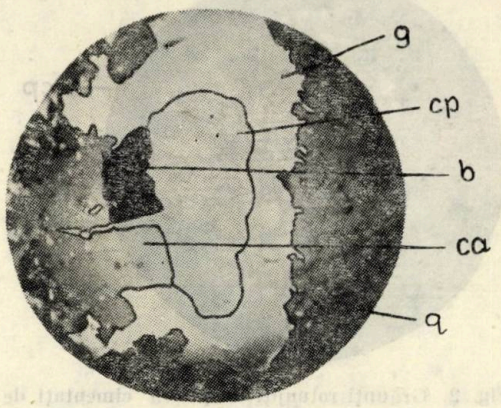


Fig. 8. Calcopirită-blendă-carbonaţi cimentaţi de galenă şi totul cuprins în cuarţ.

ralele de gangă în special cu carbonaţi, insinuîndu-se în reţele foarte fine între resturile granulelor acestora.

Foarte des plajele de galenă includ grăunţi mici, rotunjiţi de blendă, cu dimensiuni de 0,11—0,018 mm. Incluziunile de calcopirită sînt mai rare în galenă.

— T e t r a e d r i t u l — $3Cu_2S.Sb_2S_3$ — apare subordonat şi se prezintă sub formă de grăunţi allotriomorfi şi plaje. Este strîns asociat cu calcopirita formînd şi incluziuni mici în aceasta. Adesea tetraedritul bordează grăunţi de blendă prinşi în calcopirită, iar uneori este

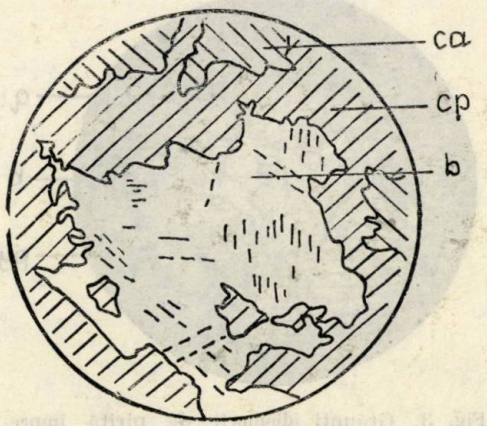


Fig. 9. Incluziuni orientate de calcopirită în blendă.

asociat cu calcopirita, blenda şi galena, corodează şi cimentează pirita.

Aproape întotdeauna plajele de tetraedrit conţin mici incluziuni de calcopirită, de galenă şi grăunţi mici de aur nativ.

— Mispichelul — FeAsS — a fost întîlnit în cîteva secţiuni, în cantitate redusă. Se prezintă sub formă de grăunţi mici, idiomorfi, mai rar hipidiomorfi, cu dimensiuni cuprinse între 0,08 şi 0,4 mm. În unele locuri grăunţii

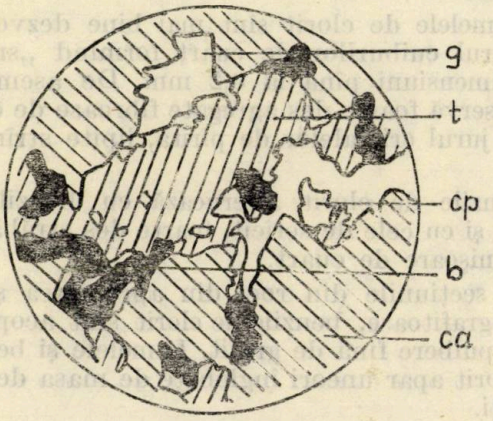


Fig. 10. Asociaţia tetraedrit-galenă-blendă-calcopirită cimentată de carbonaţi.

alcătuiesc agregate sub formă de vinişoare subţiri. Grăunţii de mispichel, cu contururi rotunjite, corodate, sînt incluşi în calcopirită şi în plajele de blendă.

— Aurul nativ — Au — în concreşterea intimă cu bournonitul — $CuPbSbS_3$, apare în grăunţi mici, allotriomorfi, incluşi în plajele de calcopirită.

— Calcozina — Cu_2S şi covelina — CuS au fost întîlnite cu totul sporadic. S-au format pe seama calcopiritei şi apar dispersate neomogen, în special pe fisurile grăunţilor de calcopirită.

— Casiteritul — SnO_2 — se prezintă în grăunţi mici, prisme turtite, rotunjite. Dimensiunile grăunţilor variază între 0,01 şi 0,25 mm şi sînt răspîndiţi în benzile clorito-sericitoase,

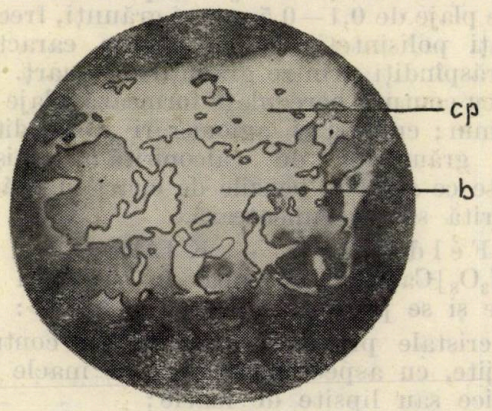


Fig. 11. Concreşterea calcopirită-blendă.

asociaţi cu cuarţ, formînd uneori mici aglomerări. Mai rar împreună apar cu pirita şi calcopirita.

— Pirotina — FeS — se prezintă sub formă de grăunţi allotriomorfi şi plaje, cimentate de gangă, mai rar de calcopirită. Grăunţii sînt uşor alungiţi în direcţia şistuozităţii. Asociate cu pirotina apar magnetitul şi marcasita.

— Marcasita — FeS_2 — este formată pe seama pirotinei. Transformarea începe de la marginea grăunţilor în interiorul cărora se mai păstrează pirotina.

Dintre mineralele de gangă sînt de menţionat :

— Cuarţul — SiO_2 — este mineralul predominant de gangă. Au fost observate trei generaţii de cuarţ şi anume :

a) granoblaste se dimensiuni mici 0,1 — —0,35 mm, cu conturele dinţate şi cu extincţie

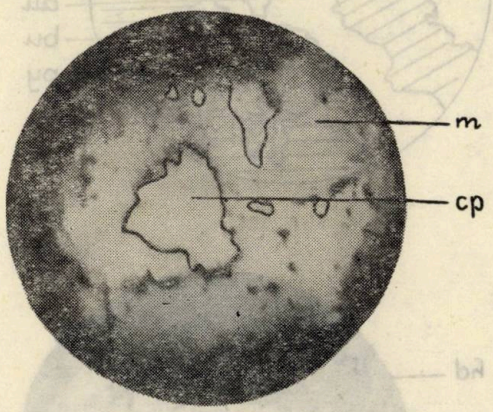


Fig. 12. Magnetit cu incluziuni de calcopirită.

ondulatorie. Aceste granuloblaste sînt grupate în benzi şi şuviţe cu grosimi variabile, ce alternează cu benzile lamelare de sericit şi clorit

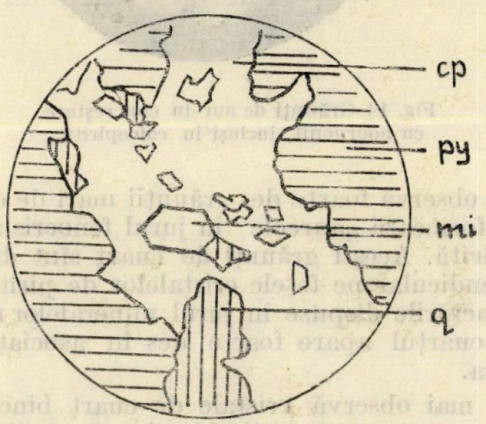


Fig. 13. Grăunţi idiomorfi de mispichel cuprinşi în calcopirită.

(prima generaţie). Acest cuarţ apare mai frecvent în porţiunile mai slab mineralizate, reprezentînd circa 60—80% din masa şisturilor;

b) grăunţi idiomorfi şi hipidiomorfi, cu dimensiuni de 0,01—0,5 mm, care apar în cantitate însemnată în zonele mineralizate, unde formează ochiuri şi cuiburi între benzile paralele constituite din cuarţ şi clorit. Aceşti grăunţi

prezintă, de asemenea, extincție ondulatorie (a doua generație);

c) grăunți de cuarț aglomerați sub formă de vinișoare și filonașe fine ce străbat roca în direcții diferite, foarte des perpendicular pe șistuozitate și care traversează masele de cuarț de generație 1 și 2 (cuarț de a treia generație).

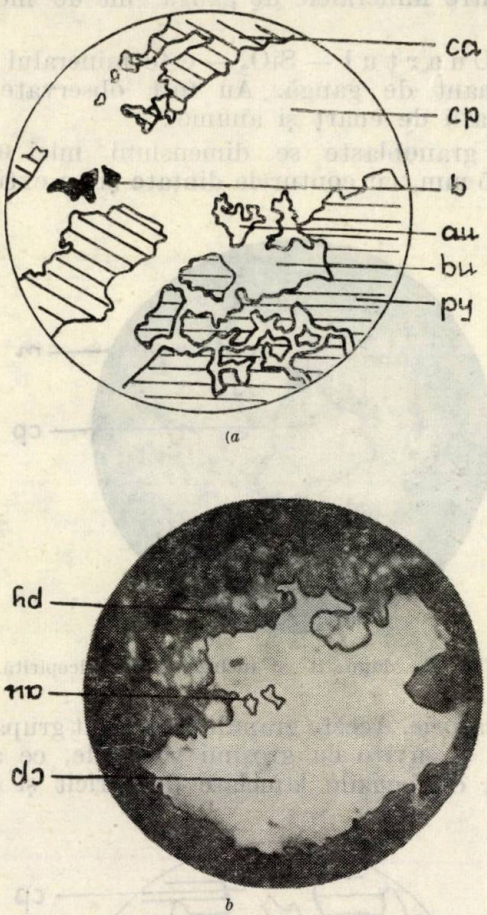


Fig. 14 Grăunți de aur în concreștere cu bournonit, incluși în calcopirită.

Se observă foarte des grăunții mari de cuarț, care formează „aureole" în jurul fenocristalelor de pirită. Acești grăunți de cuarț sînt dispuși perpendicular pe fețele cristalelor de pirită. În aglomerările dispuse în jurul mineralelor metalice, cuarțul apare foarte des în asociație cu calcita.

Se mai observă cristale de cuarț bine dezvoltate, cu aspect porfiroblastic, răspîndite din loc în loc în rocă și înconjurate de benzi cloritoase.

— Cloritul — $(MgFe)_5Al(AlSi_3O_{10})(OH)_8$ (pennin) este al doilea mineral principal de gangă alături de cuarț. El apare sub formă de lamele fine 0,01—0,04 mm, colorate în verde de diferite nuanțe. Posedă un pleocroism de nuanță verzuie, are extincție dreaptă iar culoarea de polarizație este albastru închs-violet închis. Pe baza acestor caracteristici, cloritul a fost determinat ca varietate magneziană-pennin.

Forma cristalelor este lamelară, foițe sau solzișori care formează benzi alungite, paralele între ele, ce imprimă rocii caracterul de șistuozitate.

Lamelele de clorit sînt mai bine dezvoltate în jurul cuiburilor de cuarț formînd „snopi" cu dimensiuni pînă la 0,2 mm. De asemenea se observă foarte des agregate fibroase de clorit și în jurul cristalelor de pirită, lipite strîns de ele.

Benzile de clorit alternează cu benzile de cuarț și cu cele de sericit, foarte des străbătute de vinișoare de cuarț.

În secțiunile din roci din apropierea șisturilor grafitoase, benzile de clorit sînt acoperite cu o pulbere fină de grafit. Lamelele și benzile de clorit apar uneori înglobate de masa de carbonați.

Benzile uneori ondulate de clorit, asociate în mod preferențial cu mineralele opace, urmăresc și mulează conturele grăunților de pirită și de magnetit.

— Sericitul — $K_2O_3Al_2O_36SiO_2$ — se prezintă în solzișori fini de dimensiuni 0,01—0,08 mm, asociați cu cloritul și mai rar cu muscovitul. Solzii de sericit formează fîșii, benzi înguste, ușor ondulate, care alternează cu benzile de clorit și uneori cu cele de cuarț.

Sericitul apare și în benzi și cuiburi care taie fișiile cloritoase în diferite direcții. În unele secțiuni benzile de sericit urmăresc îndeaproape și mulează porfiroblastele de cuarț și feldspați.

În benzile sericitoase sînt răspîndiți grăunți idiomorfi de pirită.

Uneori benzile de sericit sînt încărcate cu pigment grafitos.

— Calcita — $CaCO_3$ — se prezintă sub formă de plaje de 0,1—0,5 mm și grăunți, frecvent maclați polisintetic și cu clivaje caracteristice, răspîndiți printre grăunții de cuarț. Grăunții cu conture neregulate formează plaje pînă la 1 mm; cuiburi și aglomerări răspîndite în jurul grăunților de calcopirită; vinișoare înguste ce străbat benzile de cuarț și grăunții de pirită sau îi cimentează.

— Feldspații — $K[AlSi_3O_8]$ și $Na_8[AlSi_3O_8]Ca[Al_2Si_2O_8]$ apar în cantități mai reduse și se prezintă sub două aspecte:

a) cristale prismatice, uneori cu conturele rotunjite, cu aspect lenticular, cu macle polisintetice sau lipsite de macle;

b) ca granoblaste de dimensiuni relativ mici, de cele mai multe ori nemaclate, asociate cu cuarț.

Granulele mai mari de feldspați sînt străbătute de vinișoare și cuiburi de cuarț și de calcit. Uneori între masele fine lepidoblastice de

cuarț și sericit se intercalează cuiburi și fîșii diagonale de feldspați asociați cu cuarț.

— Grafitul — C — este prezent în cantități mai însemnate în șisturi grafitoase. Apare sub formă de solzi, pulbere fină, care formează plaje sau șnururi.

Uneori grafitul este strîns asociat cu cloritul și sericitul.

Afară de aceste minerale, în secțiuni au mai fost întîlnite muscovitul, biotitul, zirconul, turmalina, apatitul, rutilul și sfenul, răspîndite sporadic în rocă.

Considerații genetice

Ipotezele genetice exprimate pînă în prezent asupra genezei zăcămintelor de sulfuri asociate șisturilor cristaline din Carpații Orientali sînt foarte variate și contradictorii. Ipotezele emise se pot grupa în două categorii principale :

1. Ipoteze care admit că acumulările de sulfuri reprezintă formațiuni hidrotermale ale unei activități magmatice și nu sînt metamorfozate regional. Această concepție a fost adoptată de Pantó G. și Földvári A. pentru zăcămîntul de la Bălan [17], și de M. Socolescu pentru toate zăcămintele din Carpații Orientali [23]. În urma cercetărilor geologo-structurale, A. Gurău atribuie zăcămîntului de la Bălan o geneză hidrotermală postmetamorfică, arătînd că forma lenticulară și dispunerea eșalonată a corpurilor de minereu se datorește depunerii soluțiilor metalifere în flancurile lungi exfoliate ale cutelor minore secundare, eșalonate în cadrul cutelor majore [10, 11].

2. Ipoteze care admit metamorfozarea regională a acumulărilor de sulfuri de origine :

a) hidrotermală filoniană, exprimată de H. Savu și Al. Vasilescu pentru zăcămintele din regiunea Baia Borșa [21] și de N. Petrulian, L. Steclaci , D. Sandu, Fl. Oroveanu pentru zăcămîntul de la Leșul Ursului [18, 19]. Acest punct de vedere a fost susținut în anul 1965 și de geologii I.M. Bălan pentru zăcămîntul cuprifer de la Bălan [7];

b) concepția acumulărilor sedimentare metamorfozate regional a fost adoptată pentru zăcămintele de sulfuri din cristalinul Carpaților Orientali de Th. Kräutner, reafirmată apoi de M. Savul. De asemenea, C. Gheorghiu și St. Ghica recunosc natura sedimentar-metamorfică a unor zăcăminte de sulfuri;

c) concepția originii vulcanogen-sedimentară a zăcămintelor de sulfuri a fost susținută de C. Gheorghiu în 1953 și de St. Ghika în 1954 care, studiind acumulările de sulfuri metalice în șisturile cristaline, recunosc posibilitatea unui aport de produse vulcanice solide sau de gaze vulcanice [8, 9].

H. Savu și Al. Vasilescu în 1958 arată că, în cazul unor zăcăminte de sulfuri din Carpații Orientali „soluțiile hidrotermale . . . sau soluțiile rezultate din degazeificarea lavelor submarine ajungînd pe fundul bazinului de sedimentare... sulfurile și silicea au precipitat sub forma unor particule fine... și au sedimentat apoi, uneori cu depozite argiloase, tufogene sau grezoase" [21].

M. Codarcea și colaboratorii săi consideră zăcămintele de sulfuri de la Leșul Ursului drept exhalativ-sedimentogene metamorfozate care „s-au format prin depunerea sulfurilor în mediul marin, în urma unui aport de soluții hodrotermale în acest mediu" [5].

H. Kräutner, cercetînd zăcămintele de la Fundul Moldovei și Leșul Ursului, pe baza analizei datelor geologice se pronunță pentru geneza vulcanogen-sedimentară și pentru zăcămintele similare din cristalinul Carpaților Orientali [15].

În rapoartele geologice și apoi în lucrarea întocmită pentru Sesiunea tehnico-științifică din 7—8 mai 1965 la T.M. Mureș [7], autorii acestei lucrări au considerat zăcămîntul de la Bălan ca un produs al activității hidrotermale. În sprijinul acestei afirmații au fost aduse următoarele argumente :

— existența unei generații de pirită hidrotermală ;

— compoziția mineralogică (sulfuri, sulfosăruri, gangă de cuarț și calcit) ;

— asociații paragenetice calcopirită-cuarț-blendă ;

— corodări frecvente ale piritei — considerată mai veche — prin calcopirită, blendă, galenă — minerale mai noi ;

— prezența incluziunilor micronice de calcopirită în blendă, cu care formează structuri de dezamestec ;

— „steluțe" de blendă în calcopirită ;

— prezența elementelor minore caracteristice formațiunilor hidrotermale ca Sb, As, Au, Ag, Bi, In, Ga. Aceste elemente sînt considerate ca indicatoare asupra provenienței ansamblului de elemente metalice din sursă de natură hidrotermală.

În urma observațiilor și cercetărilor executate au apărut însă și argumente care nu susțin ipoteza hidrotermală și anume :

— dezvoltarea stratiformă și lenticulară a zonelor mineralizate, intercalarea lor concordantă în șisturile cristaline ;

— structura și textura minereului, rubanarea acestuia ;

— existența unei generații de pirită considerată de autori, pe baza formelor și a modului ei de apariție, ca sedimentară ;

— lipsa unei zonalități caracteristice hidrotermale.

Aceste argumente pledează într-o măsură oarecare pentru originea sedimentară a zăcămîtului.

Completînd observațiile noastre cu studii microscopice și corelîndu-le cu datele din lite-

ratura de specialitate, s-a ajuns la concluzia că indicațiile existente la zăcămîntul Bălan nu confirmă nici o geneză pur hidrotermală, nici una pur sedimentară. Dintre toate ipotezele referitoare la geneza zăcămîntului de la Bălan, cea mai plauzibilă ni se pare ipoteza vulcanogen-sedimentară, cu admiterea originei premetamorfice.

Pentru susținerea acestei ipoteze se aduc următoarele argumente :

— Mineralizația de sulfuri este localizată în șisturi cloritoase, cuarțitice și clorito-sericitoase cuarțitice, în acoperiș apar roci verzi (bazice) și roci porfirogene (acide), care reprezintă produsele unui magmatism de geosinclinal.

— Zăcămîntul este asociat cu roci de origine vulcanică submarină și nu cu șisturile grafitoase care apar în culcușul zonelor de mineralizație și care ar fi putut să prezinte un mediu reducător în timpul depunerii sedimntare a sulfurilor. Aceste șisturi conțin numai cristale rare, dispersate de pirită.

— Zonele de mineralizație de la Bălan se prezintă sub formă de strate lenticulare, concordante cu șisturile cristaline din jur. Aceste zone — așa cum s-a amintit și la descrierea zonelor de mineralizație — sînt compuse din mai multe lentile care, în unele cazuri, prezintă efilări, iar alteori au terminații bruște. Zăcămintele de origine pur sedimentară se prezintă în general ca diseminări uniforme și au o continuitate mai mare. Prezența mai multor lentile paralele în cadrul unei zone se poate explica prin admiterea repetatelor aporturi locale, iar forma generală a zonelor prin neuniformitatea suprafeței fundului bazinului marin în timpul sedimentării.

— Aspectul caracteristic al minereului îl constituie rubanarea-stratificația cauzată de alternanța benzilor ce se deosebesc după conținutul în diferite sulfuri sau după dimensiunile grăunților de pirită. Această rubanare, rezultată în urma conservării unei stratificații inițiale, este un argument pentru admiterea unui proces de sedimentare.

— Relațiile structurale între sulfuri și anume, între minerale „dure" (pirita, magnetitul) și cele „moi" (calcopirita, galena) sînt condiționate de proprietățile fizice, în primul rînd de forța de cristalizare a diverselor sulfuri [20].

— În alcătuirea minereului participă sulfuri diferite, dar raporturile dintre ele diferă evident față de cele cunoscute în zăcămintele pur hidrotermale. Minereul de la Bălan este constituit preponderent din pirită (40—70%), celelalte sulfuri apar în cantități relativ scăzute (în jur de circa 10%). Raporturi cantitative asemănătoare sînt în general caracteristice zăcămintelor vulcanogen-sedimentare [15].

Pentru susținerea ipotezei vulcanogen-sedimentare, se poate încerca să se schițeze următorul proces probabil de formare a zăcămîntului.

Geosinclinalul precambrian a trecut în evoluția sa prin mai multe etape. Complexele vulcanogen-sedimentare submarine de roci s-au format în decursul etapei inițiale, de lungă durată, a dezvoltării geosinclinalului. În acest timp au loc manifestări intense de vulcanism submarin, caracterizat printr-o evoluție netă a compoziției rocilor de la cele bazice spre cele acide. Acest fapt explică, pe lîngă rocile de origine terigenă, și prezența rocilor verzi ca reprezentanți ai vulcanismului bazic și a rocilor porfirogene care reprezintă vulcanismul acid.

Prima perioadă de evoluție a geosinclinalului s-a caracterizat prin scufundări mari și neuniforme și prin mișcări tectonice puternice, care au dus la formarea unor fracturi de mare adîncime. Apariția fracturilor adînci a fost însoțită de o activitate vulcanică intensă, caracterizată prin produsele magmei bazice. Rocile verzi, care apar în aprpierea zonelor de mineralizare, au luat naștere în urma metamorfozării derivatelor acestei magme [15, 26].

În rocile efuzive bazice, fierul, conform comportării lui geochimice, precipită sub forma de magnetit. Deci magnetitul, care se întîlnește în rocile verzi, este singenetic cu acestea și a apărut înainte de faza principală a mineralizației.

Evoluția geosinclinalului a continuat cu păstrarea unei mobilități destul de mari. Datorită mișcărilor tectonice intense planul general structural a devenit mult mai complex. Prin individualizarea unor porțiuni cu tendință de ridicare pe fondul general de scufundare, suprafața fundului marin a devenit neuniformă, prezentînd părți ridicate și scufundate.

Activitatea vulcanică s-a caracterizat prin diferențierea tot mai accentuată a compoziției magmei. Locul efuzivelor de compoziție bazică și medie a fost preluat de roci acide (tufuri și tufite), din care au luat naștere în cursul metamorfismului regional, rocile porfirogene.

Legat de activitatea magmatică acidă, în perioadele de liniște relativă între două faze de erupții succesive, au avut loc veniri de soluții fierbinți, avînd probabil aceleași caractere geochimice, ca și cele hidrotermale [19]. În bazinul de sedimentare, soluțiile au ajuns într-un mediu cu condiții fizico-chimice deosebite, favorabile precipitării sulfurilor. Depunerea acestor sulfuri a avut loc în apropierea ieșirii lor în apa mării, pe fundul bazinului, sub formă de strate și corpuri lenticulare, împreună cu rocile în care apar cantonate. Fierul, avînd o mobilitate mai ridicată în apa mării [22], a putut fi transportat în cantități mici pe distanțe ceva mai mari decît celelalte elemente metalice. Prin

aceasta se explică prezența unei impregnații slabe de pirită în șisturi, în jurul lentilelor de minereu.

Activitatea vulcanică s-a manifestat în cicluri și astfel au luat naștere roci cu caracter diferit. Rocile bazice au fost înlocuite cu roci în care, treptat, începe să predomine caracterul acid, iar în legătură cu activitatea vulcanică acidă au apărut și soluțiile mineralizate, formînd din nou zone de mineralizație.

În golfurile ce au avut o legătură limitată cu marea deschisă, separîndu-se periodic de ea, s-a format un mediu anaerob în care, avînd condiții de viață prielnice, s-au dezvoltat organisme marine. Aceste organisme au jucat un rol însemnat în formarea șisturilor grafitoase.

Tot în zonele mai închise și izolate ale geosinclinalului, s-a format și pirita sedimentară, unde prezența materialului organic are un rol reducător în separarea sulfurii de fier.

În interiorul geosinclinalului, cum s-a mai amintit, din cauza caracterului diferențial al mișcărilor tectonice, au apărut porțiuni mai ridicate și mai scufundate. Suprafața fundului marin a avut forme de relief pozitive și negative, mai mult sau mai puțin pronunțate. Aceste condiții morfologice explică într-o măsură oarecare, subțierea treptată sau în alte locuri efilarea bruscă a lentilelor. Forma și dimensiunile zonelor de mineralizație sînt deci determinate de morfologia fundului marin, de durata activității soluțiilor mineralizatoare, de caracterul fizico-chimic al acestor soluții și al apei marine.

În timpul mișcărilor tectonice ulterioare, zonele de mineralizație fiind mai plastice nu au permis ruperi mari. În schimb, porțiunile lipsite de mineralizații s-au comportat slab, prezentînd teren favorabil pentru dezvoltarea zonelor de faliere mari. Cum s-a mai accentuat, aceste zone de faliere, zone de frămîntare a rocilor, sînt lipsite de mineralizație. Ridicăturile existente pe fundul bazinului — cu o poziție aproape perpendiculară pe axa geosinclinalului — își schimbau lățimile, fapt care explică variația grosimii zonelor de faliere pe verticală.

Într-o perioadă mai tîrzie, ca rezultat al unei activități postvulcanice, din topitura magmatică reziduală s-au format filonașe și vinișoare de cuarț. Acestea traversează zăcămîntul în toate direcțiile, formînd uneori mici benzi și ochiuri. Filonașele și vinișoarele de cuarț au fost asociate frecvent și cu minerale metalice, dar cu timpul ele au devenit complet sterile.

Ulterior zonele de mineralizație, împreună cu rocile înconjurătoare, au fost supuse metamorfismului regional și acțiunii forțelor tectonice care au determinat structura și tectonica actuală a zăcămîntului.

CONCLUZII

Din cele expuse în lucrarea de față se pot trage următoarele concluzii:

1. Rocile verzi purtătoare de magnetit s-au format înaintea fazei principale de mineralizație.

2. Erupțiile vulcanice submarine, care s-au repetat în mai multe faze, au contribuit la nașterea rocilor verzi, a rocilor porfirogene și a zăcămîntului, reprezentat prin mai multe zone (lentile) paralele.

3. Mineralizația cupriferă de la Bălan este cantonată în șisturi cristaline de epizonă și este singenetică cu acestea.

4. Mineralizația de la Bălan aparține tipului vulcanogen-sedimentar, ulterior supus metamorfismului regional.

5. Zonele de mineralizație mai bogate în cupru sînt legate de șisturi cloritoase cuarțitice; șisturile sericito-cloritoase cuarțitice sînt mai slab mineralizate.

6. În funcție de condițiile geologice concrete în care a avut loc procesul de sedimentare, au apărut diferite forme lenticulare ale zonelor de mineralizație care, ulterior, au suferit o serie de modificări din cauza mișcărilor tectonice în diferite faze orogenice.

7. Lucrările miniere au pus în evidență dezvoltarea cea mai mare a rocilor verzi și a rocilor porfirogene în cîmpurile miniere nr. 1 și 2, unde zăcămîntul este cunoscut pe o lungime de circa 4 km și pe verticală de 500 m. Dacă admitem legătura spațială a mineralizației cu rocile verzi și cea genetică cu rocile porfirogene, regiunea izvoarelor Oltului pezintă o mare importanță pentru viitoarele lucrări miniere, deoarece rocile amintite se bucură de o dezvoltare deosebită în această regiune.

Prin această lucrare dorim să aducem o contribuție la rezolvarea problemelor legate de geneza zăcămîntului Bălan, în scopul conturării perspectivei mineralizațiilor cuprifere din această regiune.

BIBLIOGRAFIE

[1] Atanasiu, I. *Cercetări geologice în împrejurimile Tulgheșului.* An. Inst. Geol. Rom. 1928, XIII.

[2] Băncilă, I. *Étude géologique dans les monts Hăghimaș-Ciuc.* Ann. Inst. géol. Roum. 1941, XXI.

[3] Betehtin, A. G. *Kurs mineraloghii.* Gosgheolizdat, Moskva 1951.

[4] Ciornei, P. și Vasilescu, L. *Cercetări geologice și petrografice în regiunea izvoarelor Oltului și Mureșului.* Dări de seamă ale ședințelor, vol. XLVI, 1962.

[5] Codarcea, M., Bercia, L., Kräutner, H. și Mureșan, M. *Cercetări structurale și stratigrafice în cristalinul Bistriței.* Dări de seamă ale ședințelor Comit. Geol. vol. L/2 (1962–1963).

[6] Dimitrescu, R. *Magmatism, tectonică și metalogeneză în Carpații Românești.* Revista Minelor, nr. 3, 1959.

[7] Fekete, A., Grecu, C., Marinescu, E., Albert, M. și Szabo, N. *Prezența elementelor*

rare și disperse în zăcămintele Bălan și Harghita-Băi. Comunicare la Sesiunea tehnico-științifică din 7—8 mai 1965. Trustul Minier Mureș.

[8] Gheorghiu, C. *Considerații asupra genezei unor acumulări de sulfuri metalice în șisturile cristaline din R.P.R.* Anal. Univ. Buc. Seria Șt. Nat. 1958—59.

[9] Ghika, Șt. *Procese geologice fizico-chimice și metalogenice în munții Rodnei.* Dări de seamă ale ședințelor Comit. Geol. vol. XLI, 1954.

[10] Gurău, A. *Structurile de budinaj din cristalinul Carpaților Orientali și legătura lor cu mineralizațiile.* Comunicare la Sesiunea tehnico-științifică din 7—8 mai 1965. Trustul minier Mureș.

[11] Gurău, A. *Unitățile structurale metalogenice din zona catenei Carpatice a teritoriului R.S.R.* Revista Minelor, nr. 5, 1967.

[12] Iuşko, S. A. *Metodi laboratornogo issledovania rud.* Izd. -vo Nedra, Moskva, 1966.

[13] Ivanov, S. N. *Osobennosti ghidrotermalnogo rudoobrazovania pod susei i morem.* Dokladi ANSSSR, Seria Gheologhia, tom 169, N° N° 1, 2, 3, Moskva, 1966.

[14] Juncu, A. *Determinarea microscopică a mineralelor.* Editura tehnică, București, 1964.

[15] Kräutner, H. *Considerații genetice asupra zăcămintelor de sulfuri complexe din cristalinul Carpaților Orientali.* Studii și cerc. de geol. geof. și geogr. Seria Geologie, 1 tom 10, 1965.

[16] Oncescu, N. *Geologia României.* Editura tehnică, București, 1965.

[17] Pantó, G. și Földvári, A. *Balánbánya kornyéke bányageologiai viszonyai.* Magy. All. Földt. Int. évi jel. Budapest, 1941—1942.

[18] Petrulian,' N., Steclaci Livia, Sandu, D. și Oroveanu, Florica. *Studiul mineralogic și genetic al zăcământului polimetalic de la Leșul Ursului.* Studii și cerc. geol. geof. geogr. Seria Geologie 1 tom 11, 1966.

[19] Petrulian, N., Steclaci Livia, Sandu, D. și Oroveanu Florica. *Considerații geochimice asupra zăcământului polimetalic de la Leșul Ursului. Carpații Orientali.* Studii și cerc. de geol. geof. geogr. Seria Geologie 2, tom 11, 1966.

[20] Ramdohr, P. *Rudnie minerali i ih srastania.* Perevod s nemețkogo Izd-vo inostr. lit. Moskva, 1962.

[21] Savu, H. și Vasilescu, Al. *Contribuții la cunoașterea rocilor porfiroide și a zăcămintelor de sulfuri asociate șisturilor cristaline din regiunea Baia Borșa (Maramureș).* Dări de seamă ale ședințelor Comit. Geol. 1962, XLVI (1958—1959).

[22] Saukov, A. A. *Geochimie.* (Trad. din l. rusă), Editura tehnică, București, 1954.

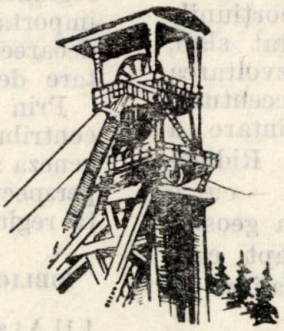
[23] Schneiderhöhn, H. *Lehrbuch der Erzlagerstättenkunde.* Iena, 1941.

[24] Socolescu, M. *Observații asupra metalogenezei și zonalității în provinciile metalogenetice ale Carpaților Orientali și Baia Mare.* Revista Minelor, nr. 1, 1961.

[25] Tatarinov, P. M. *Condițiile de formare a zăcămintelor de minereuri metalifere și nemetalifere.* (Trad. din l. rusă), Editura tehnică, București, 1967.

[26] Turner, F. J. și Verhoogen, J. *Petrologia magmatică și metamorfică.* (Trad. din l. engleză), Editura tehnică, București, 1967.

[27] Zavariţkii, A. N. *Izbrannie trudi* IV. Izd-vo ANSSSR, Moskva, 1963



TEMPERATURA DE CRISTALIZARE A MUSCOVITULUI DIN DIVERSE PEGMATITE

V. POMÎRLEANU şi A. MOVILEANU

Determinarea condiţiilor termodinamice de formare a mineralelor din pegmatite prezintă o deosebită importanţă pentru lămurirea genezei pegmatitelor şi, astfel, pentru orientarea lucrărilor de prospectare a mineralelor cu elemente rare.

Unul din mineralele cele mai comune, aparţinînd diferitelor tipuri de pegmatite, este muscovitul. Cunoaşterea condiţiilor de cristalizare a acestui mineral aduce date suplimentare asupra explicării naturii procesului pegmatitic în general.

În ultimii ani, pentru explicarea genezei muscovitului s-au elaborat o serie de lucrări experimentale care au avut drept scop, pe de o parte sinteza muscovitului [10] şi pe de altă parte, reconstituirea temperaturii de cristalizare a muscovitului din natură [1, 2, 3, 6, 7, 8].

În cercetările din ultima grupă, pentru determinarea temperaturii de cristalizare a muscovitului s-au utilizat, pe de o parte incluziunile fluide din mineralele cu care muscovitul se asociază [6, 8], iar pe de altă parte, diagrama temperatură-compoziţie pentru asociaţia muscovit-paragonit [1].

Spre deosebire de lucrările anterioare, lucrarea de faţă se referă la compararea rezultatelor geotermometrice obţinute prin studiul incluziunilor fluide din însăşi mineralul muscovit din pegmatite, cu cele obţinute după diagrama de fază a sistemului, $K\,Al_2\,[Al\,Si_3O_{10}]\,[OH]_2 - Na\,Al_2\,[AlSi_3O_{10}]\,[OH]_2$.

În scopul acestei lucrări s-au colectat probe de muscovit din diverse tipuri de pegmatite din România şi anume: pegmatite cu feldspaţi, cuarţ şi muscovit (Cîrja, Armeniş); cu feldspaţi, cuarţ, muscovit, turmalină, beril şi apatit (Răzoare, Voislova şi Teregova), pegmatite cu feldspaţi, cuarţ, muscovit, turmalină, şi biotit (Valea Rebrei) şi pegmatite cu albit, cuarţ, spodumen, microclin şi muscovit (Valea Sadului).

Luînd în studiu numeroase lamele de muscovit, s-au observat destul de rar incluziuni fluide primare şi secundare (Valea Rebrei şi Răzoare). Incluziunile fluide primare, cu două faze (lichid-gaz) şi cu trei faze (lichid-gaz-solid) se caracterizează printr-un volum variabil de gaz de la 10 şi pînă la 70%, raportat la volumul întregii cavităţi. Frecvent cavităţile cu incluziuni fluide au formă de cristal negativ (fig. 1). Faza solidă prin anizotropismul şi birefringenţa sa, s-ar părea să fie reprezentată prin cristale mici de calcit.

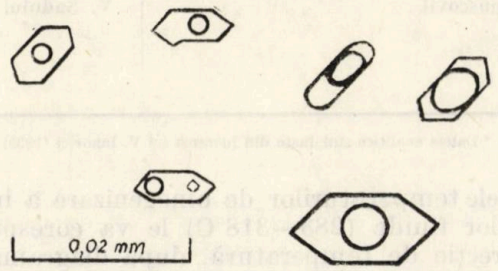


Fig. 1. Incluziuni fluide primare în muscovitul dintr-un pegmatit din Valea Rebrei.

Prin examinarea incluziunilor fluide, la încălzire treptată s-a observat că numai un număr restrîns de incluziuni fluide au permis determinarea punctului de omogenizare a fluidelor. Prin studiul microscopic şi termic a numeroase incluziuni la un număr de 12 incluziuni fluide primare din muscovit, s-a putut urmări fenomenul de omogenizare a fazei de gaz în cea lichidă, în intervalul de la 283 la 318°C (tabela 1). După răcire, aceste incluziuni au revenit la forma de echilibru iniţială.

Tabela 1

Temperaturile de omogenizare a incluziunilor fluide primare din muscovit (V. Rebrei).

Nr. crt.	Temperatura, °C	Nr. crt.	Temperatura, °C
1	316	7	318
2	307	8	286
3	283	9	293
4	292	10	311
5	288	11	312
6	290	12	308

Deoarece determinările temperaturilor de omogenizare sînt mult inferioare temperaturii critice a apei, conform diagramei P—T pentru apă, stabilită de G.C. Kennedy (1950), se poate determina temperatura reală de formare a muscovitului prin aplicarea corecţiilor în funcţie de presiune. Considerînd adîncimea de formare a pegmatitelor de circa 3 mile, pentru limitele temperaturilor de omogenizare a incluziunilor fluide (283—318°C) le va corespunde o corecţie de temperatură, după diagrama lui Kennedy, de 103°C şi 125°C. Astfel că, după corecţie, temperatura de formare a muscovitului ar fi de 386—443°C, iar pentru media aritmetică ar corespunde 410°C.

Deoarece în puţine lamele de muscovit s-au evidenţiat incluziuni fluide primare, apte pentru analiza geotermometrică, s-a căutat să se aplice şi diagrama temperatură-compoziţie pentru sistemul muscovit-paragonit, elaborată de Eugster şi Yoder (1955). În urma studiului muscovitelor sintetice şi naturale, aceşti autori au constatat că dimensiunile parametrului *c* al celulei elementare a muscovitului depinde de conţinutul său în Na. De asemenea, s-a confirmat că muscovitul şi paragonitul formează soluţii solide, iar cantitatea de paragonit în muscovit depinde de temperatura de formare a muscovitului.

Pe baza datelor experimentale, Eugster H.P. şi Yoder H.S. (1955) au construit diagrama de fază în domeniul subsolidus pentru sistemul muscovit-paragonit. Conform acestei diagrame, dacă se cunosc conţinuturile de Na_2O şi K_2O şi se calculează cantitatea de paragonit (moli %) din muscovit, se poate determina temperatura de formare a muscovitului. Ulterior această metodă a fost aplicată cu succes în determinarea temperaturii de cristalizare a muscovitului de către diferiţi autori [2, 3, 7, 8].

Fără îndoială că, în calculul temperaturii de formare a muscovitului după diagrama lui Eugster—Yoder, o influenţă exercită şi conţinuturile elementelor rare alcaline. Deoarece în cazul probelor de muscovit luate în studiu conţinuturile în celelalte metale alcaline au fost mici *, în evaluarea temperaturii nu s-a ţinut cont de ele.

Tabela 2

Temperatura de formare a muscovitului (tip pegmatoidic din pegmatoidic)

Tipul de pegmatite	Localitatea		Conţinutul în muscovit, %		Conţinutul de paragonit în muscovit, mol. %	Temperatura de cristalizare, °C
			Na_2O	K_2O		
Pegmatite cu feldspaţi, cuarţ şi muscovit	Crîjma		0,75	10,4	9,8	438
	Armeniş		0,61	10,5	8,07	402
	Voineasa*		0,57	9,97	8	402
Pegmatite cu feldspaţi, cuarţ, muscovit, turmalin, beril şi apatit	Răzoare		0,77	10,2	10,3	450
	Voislova		0,77	10,5	10,0	445
	Teregova		0,37	11,0	4,8	295
Pegmatite cu feldspaţi, cuarţ, muscovit, turmalină şi biotit.	V. Rebrei		0,60	11,2	7,5	389
Pegmatite cu albit, microclin spodumen şi muscovit	V. Sadului	1 037	0,55	11,1	6,98	375
		1 040	0,52	11,1	6,65	360
		1 041	0,70	10,5	9,1	424
		1 045	0,55	10,7	7,2	370
		1 046	0,73	10,7	9,3	426

* Datele analitice sînt luate din lucrarea lui V. Ianovici (1939)

Determinarea Na şi K din muscovit s-a făcut prin metoda flamfotometrică. Rezultatele analizei în Na şi K ale muscovitului din diferite tipuri de pegmatite, precum şi temperaturile corespunzătoare, sînt date în tabela 2.

Din tabela 2 se constată că temperatura de formare a muscovitului din diverse pegmatite, evaluată după conţinutul de paragonit în muscovit, variază în limitele de 360 şi 450 °C. Numai muscovitul care se insinuează pe crăpăturile cristalelor de feldspat sau cuarţ, probabil muscovit de o generaţie mai tînără, indică o temperatură de cristalizare mai joasă. Astfel este cazul unor cristale de muscovit de la Teregova, care arată o temperatură de cristalizare de 295°C.

Variaţii locale, care ar indica o zonalitate a temperaturii de formare a muscovitului, au fost semnalate pe un profil transversal al unui corp pegmatitic din Valea Sadului unde în zona laterală din acoperiş (eş. 1 037) s-a găsit temperatura de 375°C, în cea laterală din culcuş (eş. 1 041) 424°C, iar în zona centrală a corpului pegmatitic (eş. 1 040) corespunde o temperatură relativ mai joasă fiind egală cu 360°C. De la un orizont superior, din zona de acoperiş (eş. 1 045) s-a găsit temperatura de 370°C. După cum se vede, muscovitul din pegmatitele cu feldspaţi şi spodumen a cristalizat

*) Mihalka, St. Centrul de cercetări miniere Baia Mare, 1967.

între 360 şi 424°C, temperaturi mai joase decît cele de formare a spodumenului [9].

Temperaturi relativ mai ridicate (445—450°C) au fost determinate pentru muscovitul în asociaţie cu turmalină, feldspat şi beril, de la Răzoare şi Voislova.

Muscovitul din pegmatitele preponderent feldspatice-cuarţ-muscovitice (Crîjma, Armeniş, Voineasa) indică un interval de temperatură în limitele de 402—438°C.

Comparînd rezultatele geotermometrice obţinute prin studiul incluziunilor fluide din muscovit după corecţie, cu cele obţinute după sistemul muscovit-paragonit, se observă o concordanţă deplină, fapt care atestă valabilitatea ambelor metode în evaluarea temperaturii de formare a muscovitului. Astfel, temperatura de formare a muscovitului 389°C, dintr-un pegmatit din Valea Rebrei, determinată după diagrama temperatură-cpmpoziţie în sistemul $KAl_2[AlSi_3O_{10}][OH]_2 - NaAl_2[AlSi_3]O_{10}[OH]_2$ se încadrează în limitele temperaturilor (386—443°C) evaluate prin studiul incluziunilor fluide.

Deoarece se evidenţiază unele variaţii ale temperaturii de formare a muscovitului în diverse tipuri de pegmatite, considerăm că elaborarea unor studii geotermometrice similare, de detaliu, asupra corpurilor pegmatitice vor da noi indici în orientarea lucrărilor de prospectare şi explorare a pegmatitelor, lucrări care pe plan mondial iau o extindere din ce în ce mai mare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Eugster, H. P. şi Yoder, H. S. Jr. *The joint muscovite paragonite* Carneigie Inst. of. Washington, Jearbook **54**, 1955, p. 124—126.

[2] Grootemaat, T. B. şi Holland, H. D. *Sodium and potassium content of muscovites from the Peerless pegmatite*, Black Hills, Souths Dakota (Abstr.) Bull. Geol. Soc. Amer., **66**, nr. 12, 1955, p. 1569.

[3] Hedge, Carl E. *Sodium-potasium ratios in muscovites as a geothermometer (abs.)* Jour. Geophys. Research. **66**, nr. 8, 2534—2535, 1961.

[4] Ianovici, V. *Etude minéralogiquie sur les micas de la région de Voineasa, dans les Monts Lotru.* Ann. scientif. de l'Univ. de Iassy XXV/2, Iaşi, 1939.

[5] Kennedy, G. C. „Pneumatolysis" *and the liquid inclusion method of geologic thermometry.* Econ. Geol. **45**, 1950, p. 533—545.

[6] Nikanorov, A. S., Mihailov, I. I. *O temperaturah obrazovania krupnokristalliceskogo muskovita v sliudnosnih pegmatitah.* Zap. Bsesoiuzn. Miner. Obşci. **93**, vîp. 3, 1964, s 273—280.

[7] Nikanorov, A. S., Mihailov, I. I. *O temperaturax obrazovania muscovita.* Zap. Bsesoiuzn. Miner. Obşci. **96**, Vîp. 2, 1967, c 162—169.

[8] Norton, J. J., Page, L. R. şi Brobst, D. A. *Geology of Hugo Pegmatite Keystone, South Dakota.* Geological Survey Professional Paper 1962, 297—B, 1—126.

[9] Pomîrleanu V., Barbu A., Apostoloiu A. şi Prunescu, Şt. *Contribuţii asupra genezei spodumenului din unele pegmatite din Munţii Lotru-Cibin.* Analele Univ. din Iaşi, 1967.

[10] Yoder, H. S. Jr. şi Eugster, H. P. *Synthetic and natural muscovites.* Geochim. and Cosmochim. Acta, **8**, nr. 5—6, 1955, p. 225—280.

FLOTAREA CUPRULUI DIN ZGURILE REZULTATE LA TOPIREA ÎN SUSPENSIE A CONCENTRATELOR

Dr. ing. P. ILIE, geol. A. GOTZ şi tehn. E. GANIŢCHI

La topirea în suspensie a concentratelor de cupru, o parte din metalul introdus în şarjă trece în zgură de unde, parţial, se recuperează în cuptorul de zgură. Conţinutul relativ ridicat de cupru în zgura de la cuptorul de zgură (0,7—0,9% Cu) impune cercetarea unor procedee care să permită o recuperare mai mare a metalului.

Indiferent de forma mineralogică a sulfurilor de fier şi cupru din şarjă, în urma topirii în condiţii normale cuprul se concentrează în mată sub formă de calcozină, iar fierul sub formă de silicaţi, magnetit şi sulfuri împreună cu elementele de gangă (SiO_2, Al_2O_3, CaO) trec în zgură. Zgura mai conţine cupru sub formă de oxid, cupru în silicaţi şi picături de cupru metalic.

În formă lichidă, zgurile de la topirea cuprului reprezintă o masă omogenă cu fluiditate bună. Prin răcirea se cristalizează uşor şi au o structură pietroasă, în cazul zgurilor bazice şi sticloase. Prin răcire lentă din zgură se recristalizează faialitul, magnetitul şi alte minerale, în cristale relativ mari.

Cu zgura de la cuptorul de topire răcită lent în aer s-au executat cercetări de preparare în condiţii de laborator şi pilot.

A. CERCETĂRI DE PREPARARE ÎN CONDIŢII DE LABORATOR

Zgura provenită de la cuptorul de topire după răcire lentă în aer a fost supusă cercetărilor de preparare prin flotaţie. Din analiza chimică au rezultat următoarele conţinuturi: 0,61% Pb, 1,3% Cu, 1,60% Zn, 0,96% S, 46% Fe. Conform analizei raţionale cuprul se prezintă sub formă de Cu_2S, Cu_5FeS_4 0,98%, $CuFeS_2$ 0,22% şi cupru metalic; plumbul sub formă de PbO 0,09%, plumb metalic 0,37% PbS 0,09%, plumb legat de silicat 0,04%, zincul sub formă de ZnS 0,28%, zinc legat de cupru 0,07 %, legat de magnetită 0,98%, legat de silicaţi 0,13%; fierul sub formă de fier metalic 1,4%, fier nemagnetic 4,2%, fier magnetic 19,4%, fier sub formă de silicaţi 20,5%.

Din observaţiile mineralogice rezultă că zgura este compactă şi conţine: silicaţi (piroxen, fayalit) 60% sub formă de structuri fibroase, prizme, lamele, agregate cu incluziuni şi concreşteri de magnetită cu dimensiunea 0,01—0,10 mm, 2 % filme fine de sticlă cu dimensiunea 0,01 mm, 30% magnetită sub formă de granule idiomorfe ce formează agregate sau structuri dendritice cu incluziuni de calcozină şi bornită cu dimensiunea de 0,1—0,001 mm, 4% sulfuri de cupru (calcozină şi bornit) sub formă de picături şi pete cu dimensiunea 0,01—2 mm, în concreşteri grafice şi lamelare cu dimensiunea particulelor de 0,001—0,005 mm.

Mai sînt prezenţi cupru metalic sub formă de picături fine disperse, calcopirita, pirotina, blenda şi alte minerale dispersate în masa de silicaţi.

Din încercările de măcinare efectuate în moara cu bare pentru zgură, comparativ cu un minereu cuprifer, rezultă un coeficient de măcinabilitate $K = 1,8$, ceea ce înseamnă că zgura se macină mult mai greu. Pentru flotaţie a rezultat ca optimă măcinarea pînă la granulaţia 95%—0,074 mm. La variaţia *p*H-ului în limita 7,8 — 10,5, flotînd cu xantat etilic maximum de extracţie a cuprului, se obţine la $pH = 9$.

Pentru alegerea tipului de spumant în prezenţa xantatului etilic 50 g/t s-au folosit: flotanol *F*, phozocrezol, aerofloat 15, la consum 30 g/t şi spumant anionic $AH_{4.5}$ consum 20 g/t (fig. 1).

După cum rezultă din figura 1, tipul de spumant influenţează asupra calităţii concentratului, cele mai bune rezultate obţinîndu-se cu phozocrezol (fig. 2).

La flotaţia în prezenţa spumantului anionic $AH_{4.5}$ 20 g/t şi $pH = 8,8$ (sodă calcinată), folosind diverşi reactivi colectori: xantat etilic, xantat amilic, xantat butilic, aerofloat butilic de sodiu, aerofloat etilic de sodiu consum 50 g/t şi amestec de xantat etilic 20 g/t cu 30 g/t xantat butilic, conform datelor din

figura 2, cele mai bune rezultate se obţin folosind xantat amilic.

În încercările cu reflotarea concentratului primar, acesta s-a obţinut prin flotarea zgurii măcinate la granulaţia 98%—0,074 mm.

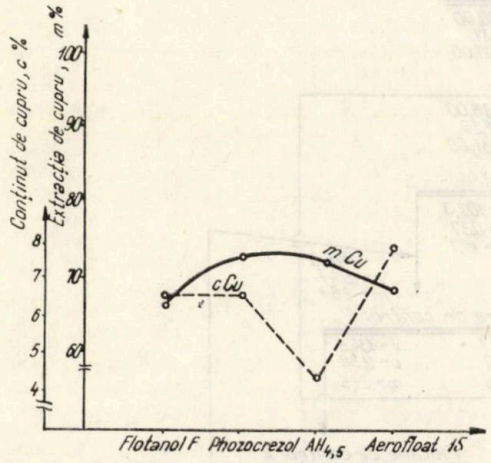


Fig. 1. Influenţa tipului de spumant asupra extracţiei de cupru şi a calităţii concentratului primar.

Flotarea primară s-a executat la raport L :S = 2,5 : 1 cu xantat amilic 100 g/t, phozocrezol 30 g/t, pH = 8,8 (sodă calcinată).

După trei reflotări a concentratului primar la raport L : S = 6 : 1 cu adaosul a 200 g/t silicat de sodiu, 10 g/t phozocrezol la prima reflotare şi 100 g/t silicat de sodiu, 20 g/t

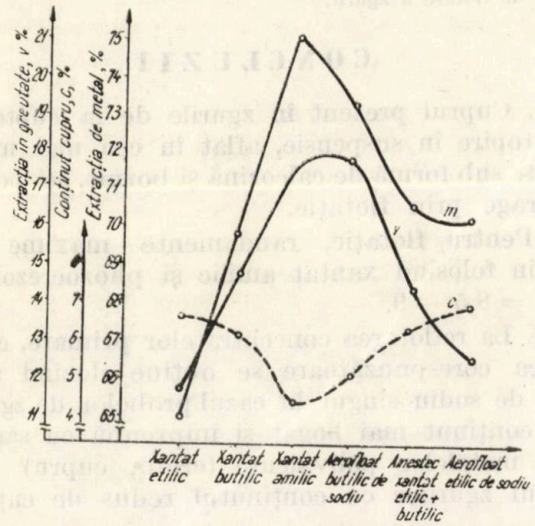


Fig. 2. Influenţa tipului de colector asupra extracţiei de metal în greutate şi a calităţii concentratului primar.

phozocrezol la a doua reflotare din zgură cu 1,4% Cu s-a obţinut concentrat cu 20,4% Cu, 69% extracţie de metal şi trei produse intermediare cu 1,16% Cu şi 15,6% extracţie de metal.

B. CERCETĂRI DE PREPARARE ÎN CONDIŢII PILOT

Încercările de flotare în condiţii pilot s-au executat pe probe cu diverse conţinuturi de cupru, folosind diverse regimuri de reactivi, atît privind consumurile, cît şi gama de reactivi folosiţi.

S-a flotat în mediu alcalin la pH = 8,5 (sodă calcinată) cu reactiv colector xantat amilic, colector-spumant phozocrezol şi reactivi depresanţi pentru mineralele de gangă-silicatul de sodiu singur sau împreună cu săruri ale metalelor polivalente (crom, cupru).

S-a constatat că fără dozarea silicatului de sodiu la reflotări nu se poate obţine concentrat cupros de calitate corespunzătoare. Pentru proba de zgură cu 0,8% Cu, silicatul de sodiu nu asigură calitatea corespunzătoare a concentratului cupros (la un consum de 500 g/t silicat de sodiu, după reflotări, concentratul conţine 7,4% Cu). Dozarea la reflotări a sulfatului de crom (500 g/t) împreună cu silicatul de sodiu are efect favorabil asupra acţiunii despresante a silicatului de sodiu, permiţînd obţinerea concentratului cu conţinut mai bun (13,2% Cu).

Sulfatul de crom s-a pregătit din sulfat de sodiu, acid sulfuric si bicromat de potasiu.

Pentru zgurile cu 2, 4 şi 3,8% Cu nu rezultă diferenţe esenţiale la calitatea concentratelor obţinute cu şi fără dozarea aestor săruri la reflotarea concentratului primar.

Astfel, pentru proba cu 2,4% Cu, dozînd 400 g/t silicat de sodiu, se obţine după reflotări concentrat cu 22,2% Cu ; 300 g/t silicat de sodiu plus 500 g/t sulfat de crom se obţine concentrat cu 22,9 % Cu ; 200 g/t silicat de sodiu plus 200 g/t sulfat de cupru se obţine concentrat cu 25,6% Cu.

Interesant de menţionat că dozînd numai sulfat de cupru la reflotări (400 g/t) de asemenea s-a obţinut concentrat cu calitate corespunzătoare, respectiv 20,9% Cu faţă de 12,8% Cu în concentratul obţinut la reflotare fără reactivi depresanţi.

Probabil că în acest caz acţiunea sulfatului de cupru se datoreşte decurgerii reacţiei :

$$4\ ROCS_2^- + 2\ Cu^{2+} = 2\ CuROCS_2 + (ROCSS)_2$$

în urma căreia colectorul prezent în tulbureală trece în precipitat format din dixantogenat şi xantogenat de cupru monovalent, produs care, pe lîngă că posedă proprietăţi colectoare mult mai reduse, elimină din tulbureală xantogenatul ce s-ar fi putut fixa mecanic pe particulele de gangă.

Pentru proba cu 2,37% Cu măcinată la 98%—0,074 mm, schema optimă de flotaţie şi indicatorii tehnologici sînt prezentaţi în figura 3.

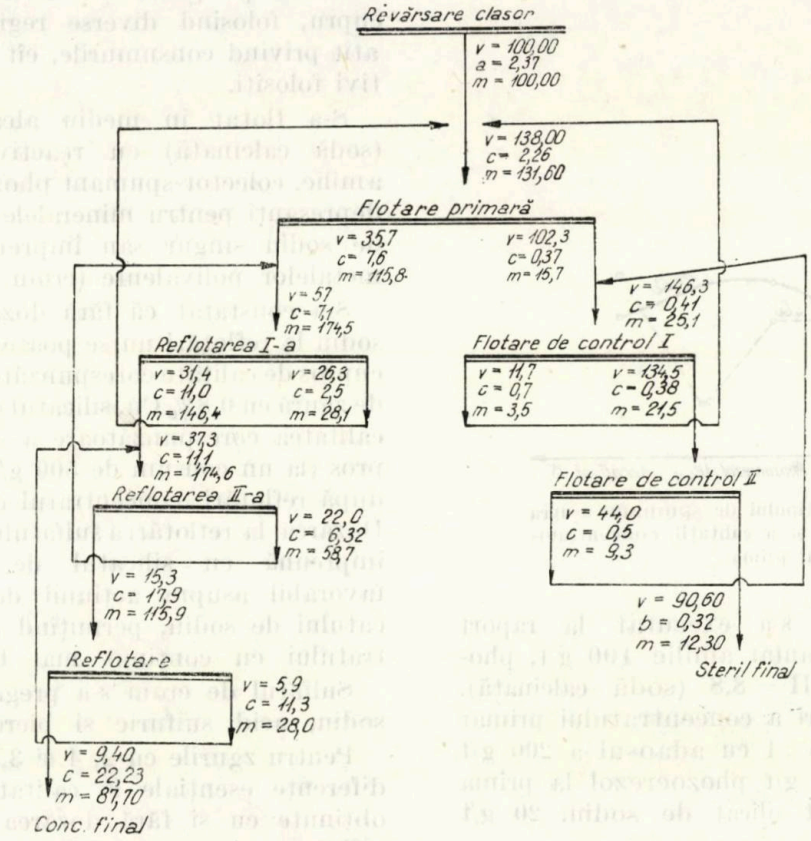


Fig. 3. Schema fluxului tehnologic de flotare a zgurii.

Regimul de reactivi optim a fost următorul:

sodă calcinată la măcinare		300 g/t
xantat amilic la (72,5% activitate)	flotare primară	100 g/t
	flotare de control I.	20 g/t
	flotare de control II.	20 g/t
phozocrezol la (73% acid dicrezilditiofosforic)	flotare primară	90 g/t
	flotare de control I.	10 g/t
	flotare de control II.	10 g/t
	reflotare I.	10 g/t
	reflotare II	10 g/t
silicat de sodiu la	reflotare I.	200 g/t
	reflotare II.	200 g/t

S-a obţinut o extracţie de 87,7% Cu în concentrat final cu 22,2% Cu, 12,8% S, 26,8% Fe, 4,2% Zn şi 5,1 Pb. Sterilul conţine 0,32% Cu; cuprul din steril, conform analizei raţionale, se afla sub formă de: oxizi de cupru 0,11%, cupru metalic 0,05% sulfuri secundare 0,07% şi calcopirită 0,09%.

CONCLUZII

1. Cuprul prezent în zgurile de la cuptorul de topire în suspensie, aflat în cea mai mare parte sub formă de calcozină şi bornit, se poate extrage prin flotaţie.

2. Pentru flotaţie, randamente maxime se obţin folosind xantat amilic şi phozocrezol la $p\mathrm{H} = 8{,}5 - 9$.

3. La reflotarea concentratelor primare, calitatea corespunzătoare se obţine dozînd silicat de sodiu singur în cazul probelor de zgură cu conţinut mai bogat şi împreună cu săruri ale metalelor polivalente (crom, cupru) — în cazul zgurilor cu conţinutul redus de cupru.

CERCETĂRI PRIVIND REDUCEREA CONȚINUTULUI DE UMIDITATE AL AERULUI ÎN PERIOADA DE VARĂ LA SALINA OCNA-DEJ

Ing. I. MATEI, ing. AL. DICU și ing. M. DIMA

Umiditatea excesivă din atmosfera Salinei Ocna Dej, în perioda de vară, duce la oprirea exploatării sării în zona camerelor longitudinale *A*, *B*, *C* și *D*, aferente camerelor transversale I, II și III, deoarece apa rezultată din condens se depune în fronturi, formînd bălți.

Pe lîngă faptul că exploatarea în această zonă nu este posibilă în intervalul iunie — noiembrie, conținutul ridicat de umiditate a aerului duce la uzura prematură a utilajelor și la înrăutățirea condițiilor climaterice din subteran.

Examinarea pe bază de măsurători a aerajului salinei, în etapa actuală, a constituit obiectul cercetărilor efectuate de S.C.S.M. Petroșani în colaborare cu Salina Ocna Dej.

I. SITUAȚIA AERAJULUI LA SALINA OCNA-DEJ

1. *Rețeaua de aeraj* a salinei este alcătuită din lucrări miniere, dezvoltate pe un singur orizont. Legătura cu suprafața se realizează prin intermediul a două galerii de coastă și un puț de aeraj.

2. *Sistemul de aeraj* este subordonat acțiunii instalației de ventilație, amplasată la puțul de aeraj. Circulația aerului prin rețeaua de lucrări miniere se prezintă ca în figura 1.

Măsurătorile efectuate în perioada iunie — august indică următoarea repartiție a debitului de aer :

Galeria 1 Mai (intrare aer proaspăt) 850 m³/min ;

Galeria de aeraj (ieșire din salină) 856 m³/min ;

Scurtcircuitări directe prin galeria 23 August 68 m³/min ;

Debitul de aer realizat de ventilator 924 m³/min ;

Pierderile de aer prin scurtcircuitări cu suprafața, 2,5%.

În tabela 1 sînt redate rezultatele buletinelor de analiză asupra probelor de aer recoltate din camerele de exploatare și curenții de ieșire.

Din analiza gazelor prezente în atmosfera salinei, se constată că conținutul procentual de oxigen se află în limitele admise de N.T.S.

Monoxidul și bioxidul de carbon nu a fost detectat (peste limitele de eroare a aparaturii) în atmosfera salinei.

Prezența oxizilor de azot în concentrațiile indicate (însă sub limitele admise de normele în vigoare) se datorește funcționării dumperelor, precum și folosirii temporare a explozivului pe bază de azotat de amoniu.

3. *Parametrii climaterici.* Măsurătorile efectuate cu ajutorul aparatelor înregistratoare (barografe, termografe și higrografe) în stațiile fixe, amplasate la intrarea aerului în galeria 1 Mai, la rampa superioară a puțului de extracție și rampa inferioară a puțului de aeraj, precum și calculele efectuate au dus la obținerea rezultatelor redate în tabelele nr. 2, 3 și 4.

Considerînd un conținut mediu al aerului de la suprafață de 0,0132 kg apă/kg aer uscat, pentru aerul care intră în salină de 0,0077 kg apă/kg aer uscat și respectiv 0,0057 kg apă/kg aer uscat pentru aerul care iese din salină, rezultă :

$$U_1 = Q_1 \cdot \gamma_1 \cdot d_1 = 850 \cdot 1{,}2 \cdot 0{,}0132 = 12{,}144 \text{ kg/min};$$

$$U_2 = Q_1 \cdot \gamma_2 \cdot d_2 = 850 \cdot 1{,}195 \cdot 0{,}0077 = 7{,}85 \text{ kg/min};$$

$$U_3 = Q_2 \cdot \gamma_3 \cdot d_3 = 856 \cdot 1{,}089 \cdot 0{,}0057 = 5{,}31 \text{ kg/min};$$

în care :

d_1, d_2, d_3 reprezintă cantitatea de vapori de apă conținută de aerul din atmosferă de la intrarea în salină și respectiv de la ieșirea din salină, kg apă/kg aer;

Q_1 și Q_2 — debitele de aer de la intrarea și respectiv ieșirea din salină, m³/min.

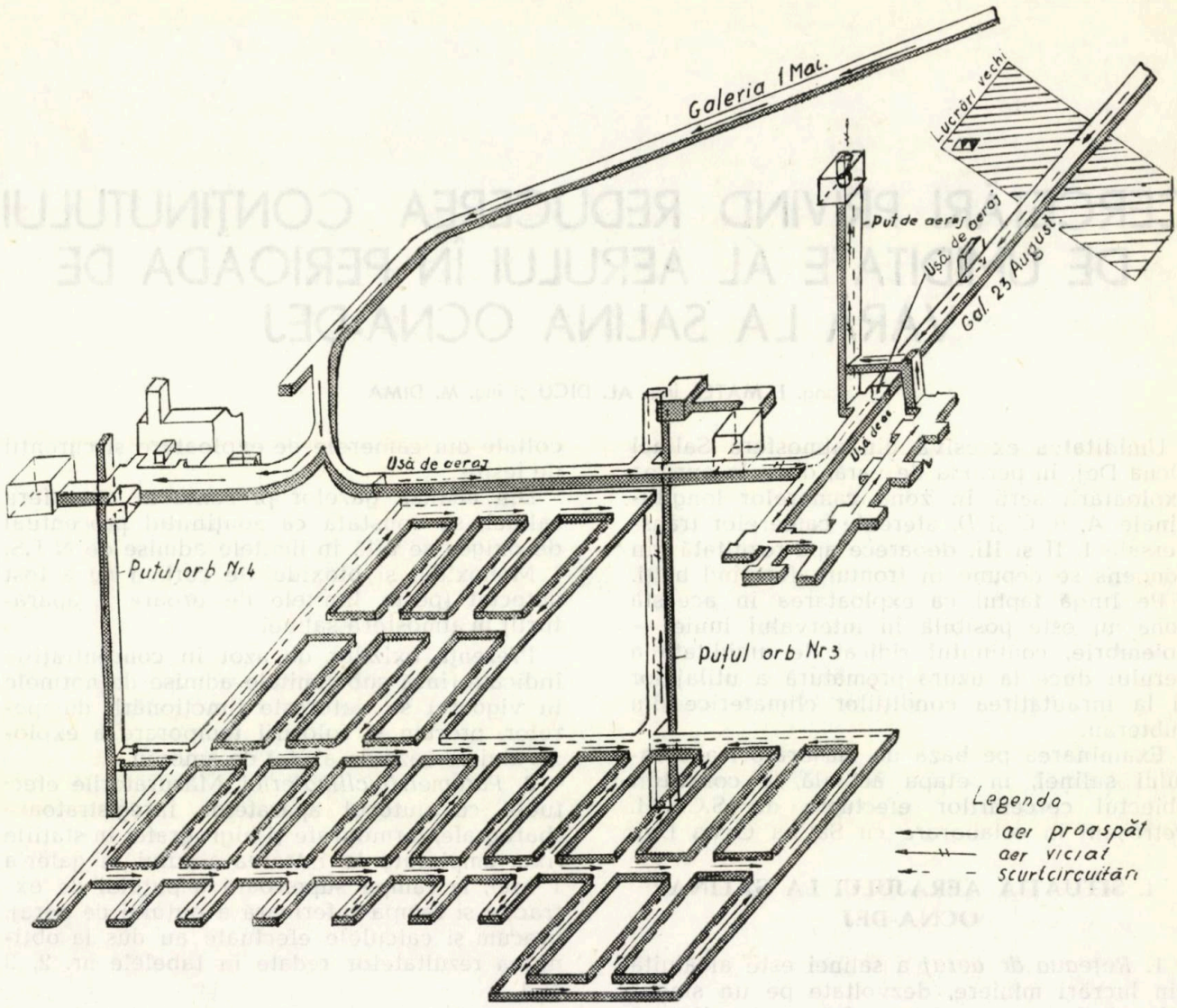


Fig. 1

Tabela 1

Rezultatele analizelor de gaze din iunie *1967*

Locul de colectare	GAZE					
	O_2		CO_2	CO	N_2O	
	I.	II.	I. și II.	I. și II.	I.	II.
Camera D (înainte de împușcare)	20,51	20,73	—	—	—	—
Camera D (după împușcare)	20,74	20,81	—	—	0,000076	0,000076
Camera X B	20,42	20,82	—	—	0,000039	0,000037
Camera X A	20,84	20,66	—	—	0,000058	0,000058
Baza puț aux. nr. 3	20,65	20,71	—	—	0,000059	0,000059
Camera VA (fund de sac)	20,52	20,70	—	—	0,000059	0,000059
Camera IA (fund de sac)	20,80	20,82	—	—	—	—
Baza puț aeraj	20,81	20,80	—	—	0,000039	0,000034

Tabela 2

Parametrii de stare ai aerului la intrarea în galeria 1 Mai (la 2 m de gura galeriei)

Data	Ora	Temperatura, °C	Umiditatea relativă, %	Presiunea barometrică, mmHg	Presiunea parțială a vaporilor saturați, mmHg	Conținutul de umiditate kg apă/kg aer uscat
	7	22	78	736	19,827	0,01330
	8	22,5	78	736	20,565	0,01380
	9	23,8	70	736	22,110	0,01329
	10	24,0	65	736	22,377	0,01240
	11	26,4	63	736,5	25,812	0,01500
	12	27,0	60	736,5	26,739	0,01490
	13	27,5	55	736,5	27,696	0,01305
27.VI.1967	14	28,5	50	736,5	29,354	0,01260
	15	30,5	48	736,5	32,934	0,01360
	16	29,5	51	736,5	30,745	0,01350
	17	28,0	57	736	28,349	0,01490
	18	25	62	736	23,756	0,01230
	19	23	66	736	21,068	0,01200
	20	22	70	736	19,827	0,01190
	21	21	72	736	18,650	0,01180
	22	20,5	74	736	18,197	0,01182

Tabela 3

Parametrii de stare ai aerului din curentul general de intrare în salină (rampa superioară a puțului de extracție)

Data	Ora	Temperatura, °C	Umiditatea relativă, %	Presiunea barometrică, mmHg	Presiunea parțială a vaporilor saturați, mmHg	Conținutul de umiditate, kg apă/kg aer uscat
	9	16	68	746	13,634	0,00784
	10	16,5	67	746	14,530	0,00761
	11	17,0	62	745,5	14,530	0,00761
	12	17,5	60	745,5	14,903	0,00760
27.VI.1967	13	17,5	60	745,5	14,903	0,00760
	14	17,5	60	745,5	14,903	0,00760
	14,30	17,5	60	745,5	14,903	0,00760

Tabela 4

Parametrii de stare ai aerului din curentul general de ieșire (rampa inferioară a puțului de aeraj)

Data	Ora	Temperatura, °C	Umiditatea relativă, %	Presiunea barometrică, mmHg	Presiunea parțială a vaporilor saturați, mmHg	Conținutul de umiditate, kg apă/kg aer uscat
	9	16,0	50	743	13,634	0,0087
	10	15,5	51	743,5	13,290	0,0058
	11	15,5	50	743	13,290	0,0057
27.VI.1967	12	15,5	50	743	13,290	0,0017
	13	15,5	50	743	13,290	0,0057
	14	15,5	50	743	13,290	0,0057
	14,30	15,5	50	743	13,290	0,0057

$U_1 - U_2 = 12{,}144 - 7{,}85 = 4{,}294$ kg/min;

$U_2 - U_3 = 7{,}85 - 5{,}31 = 2{,}54$ kg/min.

Deci, într-o oră se depun sub formă de condens :

— pe traseul galeriei de coastă 1 Mai, pînă la puțul de extracție :

$$4{,}294 \times 60 = 257{,}64 \text{ kg/apă};$$

— în camerele de exploatare :

$$2{,}54 \times 60 = 152{,}40 \text{ kg/apă}.$$

4. *Concluzii asupra sistemului de aeraj*

Din măsurătorile efectuate la Salina Ocna Dej în perioada iunie — august 1967, precum și din analiza parametrilor rețelei și sistemului de aeraj, a reieșit că :

a. În salină intră aproximativ 850 m³/min aer, care reușește să dilueze gazele nocive, pînă la limitele nepericuloase. Totuși, datorită faptului că aerisirea camerelor de exploatare se realizează în cea mai mare parte prin mișcarea de difuziune turbulentă, se pot ivi posibilități de formare a dopurilor periculoase de gaze.

b. Prezența dumperelor fără filtre de epurare a gazelor poate favoriza acumulările de gaze, în special în zona camerelor în fund de sac.

c. Conținutul ridicat în umiditate a aerului de alimentare determină formarea bălților, atît pe circuitul de aeraj (pînă în zona puțului de extracție), cît și în zona camerelor de exploatare.

Fenomenul este specific anotimpului călduros cînd diferența dintre temperatura aerului de alimentare și a pereților lucrărilor miniere, precum și a camerelor de exploatare, este foarte mare.

O dată cu condensarea vaporilor de apă se produce și scăderea temperaturii de la 25 la 17°C pe traseul galeriei de coastă 1 Mai și respectiv de la 17 la 15°C în salină.

II. POSIBILITĂȚI DE REDUCERE A CONȚINUTULUI DE UMIDITATE A AERULUI CARE INTRĂ ÎN SALINA

La circulația sa prin rețeaua de lucrări miniere, aerul este supus acțiunii următorilor factori, care-i modifică parametrii de stare.

Influența temperaturii de la suprafață

În timpul scurgerii prin lucrările miniere, aerul mai rece decît rocile care înconjoară aceste lucrări ia o parte din căldura pereților datorită cărui fapt ei se răcesc.

Ca urmare a răcirii treptate a pereților, în jurul lucrărilor miniere se formează o zonă de răcire a masivului de roci, a cărei grosime depinde de diferența dintre temperatura aerului și a masivului de roci, de continuitatea aerisirii, de cantitatea de aer care trece într-o unitate de timp, de proprietățile fizice și termice ale rocilor și de alți factori.

În unele cazuri, aerul care circulă prin lucrările miniere depășește temperatura rocilor. În acest caz aerul, intrînd în schimbul de căldură cu rocile, cedează o parte din căldura proprie, adică încălzește pereții laterali ai lucrării. În urma unei asemenea încălziri, în jurul căilor de aeraj se formează o zonă de încălzire a cărei lungime și grosime depind de aceiași factori amintiți la formarea zonei de răcire.

O influență deosebită asupra valorilor extreme ale temperaturilor aerului o are și învelișul de uniformizare termică zilnică.

Aerul mai rece care vine în timpul nopții, trecînd la schimbul de căldură cu pereții lucrării, îi răcește, formînd în zona de răcire a rocilor un înveliș îngust, mai rece decît însăși zona.

Aerul de zi, mai cald, se răcește la contactul cu pereții lucrării, încălzind prin aceasta învelișul de uniformizare termică, care se formează sub influența temperaturilor de noapte a aerului.

În funcție de valorile medii ale temperaturilor din timpul nopții și din timpul zilei, precum și de durata perioadelor de alternare a aerului rece cu cel cald, învelișul de uniformizare termică zilnică poate exista în decursul întregii perioade sau numai a unei părți din ea.

Influența umidității aerului

Sub influența diferiților factori, temperatura curentului de aeraj variază și, prin urmare, variază și condițiile de saturație a aerului cu umiditatea.

În cazul cînd aerul vine relativ uscat de la suprafață, acesta umezește pereții lucrărilor prin care circulă (luînd căldura pentru evaporarea umidității de la aerul înconjurător) din care cauză temperatura acestuia scade.

Pentru evaporarea unui gram de apă la 20°C sînt necesare 0,586 kcal. Dacă această căldură se ia de la aerul înconjurător, atunci 1 kg din acest aer se va răci cu 2,42°C [1].

De aceea, cu cît aerul care în salină este mai uscat, cu atît mai mare este posibilitatea lui de saturație cu umiditate și prin urmare și scăderea pe seama acestui fapt a temperaturii curentului de aeraj.

Influența presiunii barometrice

Variația presiunii barometrice la suprafață poate avea o influență însemnată asupra variației umidității din curentul de aeraj și, prin urmare, și asupra variației temperaturii finale a aerului care intră în salină.

În condițiile unei saturații depline a aerului și a coborîrii bruște a presiunii atmosferice, se produce încălzirea curentului de aeraj, în urma condensării vaporilor de apă din aer [2]. Astfel, la comprimarea izotermică a 1 m^3 de aer, la temperatura de 30°C și la un conținut de30 g apă, pînă la volumul de 0,9 m^3, din aer trebuie să scadă 3 g de apă. Căldura corespunzătoare în acest caz va fi egală cu 1,75 kcal/m^3, ceea ce poate ridica temperatura unui metru cub de aer cu 5,6°C.

Întrucît aerul mai încălzit are o capacitate de absorție a apei mai ridicată, scăderea umezelii va fi întrucîtva frînată, în urma cărui fapt, temperatura aerului pentru exemplul menționat mai sus crește cu o mărime mult mai mică.

Influența condițiilor de transfer a căldurii, precum și a proprietăților termice și fizice ale aerului

Condițiile de transfer a căldurii joacă un rol foarte important în procesul de modificare a parametrilor de stare a aerului.

Pentru condițiile existente la Salina Ocna Dej, schimbul de căldură între rocă și aer se produce prin convecție.

Ea poate fi naturală, în care caz se caracterizează prin coeficientul de convecție naturală α_N sau forțată, caracterizată prin coeficientul de convecție forțată α_F.

Convecția naturală

Cînd un volum de aer se mărginește cu o suprafață cu temperatura mai ridicată, aerul care se găsește în apropierea imediată a acestei suprafețe primește prin contact o cantitate oarecare de căldură. Aerul încălzit capătă o

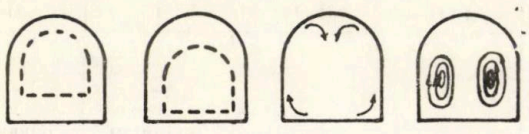


Fig. 2

mișcare ascensională, iar cel rece tinde a-i lua locul.

În figura 2 se arată mecanismul de producere a acestei mișcări naturale, într-o galerie.

Primul stadiu al formării unei convecții naturale este arătat în figura 2 *a*. În această etapă, aerul situat lîngă pereți se încălzește și densitatea lui descrește.

În etapa a II-a reprezentată în figura 2 *b*, miezul format din aerul încă rece se lasă în jos datorită gravitației. Cînd aerul rece se apropie de vatra lucrării, el se încălzește la rîndul său și se ridică, iar aerul de la acoperiș este împins ca să ocupe locul lui (fig. 2 *c*). În sfîrșit, se formează curenții închiși de circulație (fig. 2 d), care vor exista pînă cînd aerul va ajunge să aibă temperatura pereților.

Dacă pereții sînt mai reci decît aerul (cum este cazul la salina Ocna Dej în perioada de vară), curenții se vor forma în direcție inversă, lucru care este ușor de demonstrat.

Fishenden și Saunders [3] recomandă pentru condițiile din mină, pentru calculul coeficientului α_N, următoarea relație simplificată :

$$\alpha_N = 0{,}30\ (\Delta T_{med})^{\frac{1}{4}}$$

în care :

ΔT_{med} reprezintă diferența dintre temperatura aerului și temperatura pereților lucrărilor miniere.

Convecția forțată

Dacă cantitatea de aer care ia contact cu pereții unei lucrări miniere este majorată pe cale artificială (prin intermediul unei instalații de ventilație), atunci cantitatea de căldură preluată de curentul de aer, sau invers de pereții lucrării (funcție de temperatură), crește pînă la valori ce depășesc cu mult căldura transmisă inițial prin convecție naturală.

Rezistența termică a aerului la pătrunderea căldurii este redusă la un strat foarte subțire de aer, în imediata apropiere a pereților lucrării miniere. Acest strat, datorită acțiunii forțelor de viscozitate, curge în stratificații laminare, paralel cu pereții, fără fluctuații transversale. Prin acest strat căldura poate fi transmisă numai prin conductibilitate, adică prin mișcarea moleculelor. Odată străpuns acest strat este difuzată rapid prin întregul volum al aerului. Prandtl și Taylor [4] au stabilit pentru coeficientul de transmitere a căldurii prin convecție forțată α_F, următoarea relație :

$$\alpha_F = 28 f V_{umed}$$

în care.

f reprezintă coeficientul de frictiune definit prin ecuația cunoscută a lui Darcy;

V_{umed} — viteza medie a curentului de aer.

Valorile α_N și α_F nu sînt independente, ci pe măsură ce α_F crește, α_N tinde să scadă.

Metode de modificare a parametrilor de stare ai aerului care intră în salină

Din analiza condiţiilor existente la Salina Ocna Dej a reieşit că frînarea procesului tehnologic în perioada iunie — noiembrie se datoreşte conţinutului ridicat de umiditate a aerului la intrarea în salină.

Ţinînd seama de complexitatea factorilor care participă la modificarea parametrilor de stare ai aerului, aplicarea unor măsuri generale de reducere a umidităţii (ca : intensificarea aerajului, inversarea curentului de aer, modificarea sistemului de aeraj în sensul trecerii de la aeraj ascendent la aeraj descendent etc.) nu ar produce efectul dorit.

În asemenea cazuri, literatura de specialitate recomandă modificarea parametrilor de stare ai aerului prin climatizarea artificială.

În acest sens, sînt indicate metodele :

— răcirea aerului de alimentare a salinei cu ajutorul instalaţiilor frigorifice, pînă la temperatura pereţilor lucrărilor miniere ;

— uscarea dirijată a aerului, prin modificarea circuitului.

Analizînd din punct de vedere tehnico-economic metodele amintite, conducerea salinei s-a pronunţat în favoarea ultimei metode şi anume de a usca aerul înainte de a-l introduce în salină, folosindu-se în acest scop exploatarea veche (23 August).

Sistemul de aeraj al salinei se modifică după cum urmează.

Aerul proaspăt intră pe galeria de coastă şi puţul de aeraj (lucrări aferente exploatării 23 August) cu o temperatură şi un conţinut ridicat de umiditate, direct în lucrările vechi (salina 23 August).

În momentul cînd aerul proaspăt ia contactul cu pereţii lucrărilor miniere vechi (a căror temperatură este mai scăzută decît a aerului de alimentare), se produce schimbul de căldură prin convecţie, al cărui mecanism a fost precizat.

Schimbul de căldură este însoţit de condensarea vaporilor de apă conţinuţi de aerul proaspăt, condensare care atrage după sine şi scăderea temperaturii curentului de aeraj.

După depunerea condensului în salina veche, aerul uscat este condus prin intermediul unei coloane de aeraj (între puţul auxiliar nr. 3 şi puţul de aeraj al salinei 1 Mai), apoi pe galeria de legătură dintre cele două galerii de coastă, pînă în camerele actuale de exploatare.

Aplicarea în practică a acestei metode a dus la obţinerea rezultatelor pe care le prezentăm în continuare.

III. REZULTATELE MĂSURĂTORILOR ÎN CAZUL MODIFICĂRII SISTEMULUI DE AERAJ

Analiza cantitativă a debitului de aer

În urma modificării sitemului de aeraj, repartiţia debitului de aer a devenit :

— intrare pe galeria 23 August 203 m³/min ;
— intrare pe puţul de aeraj (vechi) 295 m³/min ;
— scurtcircuitări prin galeria 1 Mai 160 m³/min.
Total 658 m³/min.

Din debitul de 658 m³/min, se pierd prin scurtcircuitări directe (neetanşeităţile coloanei de aeraj şi uşile dintre puţul de aeraj şi puţul auxiliar nr. 3) circa 52 m³/min.

Rezultă că aerisirea efectivă a camerelor de exploatare se realizează cu circa 606 m³/min.

Analiza calitativă a atmosferei subterane

Rezultatele analizelor de gaze indică compoziţia redată în tabela 5.

Deşi debitul de aer s-a redus, compoziţia aerului s-a menţinut totuşi în limitele admise de N.T.S.

Tabela 5

Rezultatele analizelor de gaze în varianta de aeraj modificată

Locul de colectare	GAZE					
	O_2		CO_2	CO	N_2O_5	
	I	II	I–II	I–II	I	II
Intrare aer proaspăt din salina veche în salina nouă	20,59	20,59	—	—	—	—
Camera 11/12 (II)	20,54	20,55	—	—	—	—
Camera C(12/22)	20,65	20,66	—	—	0,000059	0,000059
Camera XB (39/4)	20,21	20,75	—	—	0,000039	0,000037
Camera XD (49/4)	20,61	20,69	—	—	0,000059	0,000059
La baza puţului orb nr. 3	20,53	20,63	—	—	—	—
La baza puţului de aeraj	20,61	20,62	—	—	0,00039	0,000034
Ţeavă eşapament dumper (în sarcină)	nu s-a analizat		—	—	0,001965	0,002334
Camera I (0/31)	20,56	20,61	—	—	0,000039	0,000039
Camera VIII (37/38)	20,76	20,62	—	—	0,000028	0,000039
Camera IV (2/3)	20,70	20,69	—	—	0,000059	0,000059
Camera D (1/11)	20,68	20,71	—	—	0,000039	0,000039
Ţeavă eşapament dumper (relanti)	nu s-a analizat		—	—	0,000471	0,000471

Acest lucru se poate explica prin volumul mare de aer existent în camerele de exploatare.

Parametrii de stare ai aerului

Pentru aprecierea parametrilor de stare ai aerului în varianta de aeraj modificată, s-au efectuat măsurători sitematice în luna iulie — august.

Media conținutului de umiditate, pe perioada amintită, este redată în tabela 6.

Tabela 6

Parametrii de stare ai aerului în varianta de aeraj modificată

Stațiile de înregistrare	Media conținutului de umiditate, kg apă/kg aer uscat
La intrarea aerului în galeria 23 August	0,011
La ieșirea aerului din salina veche	0,0057
La ieșirea aerului din salina 1 Mai	0,0055

Din tabela 6 rezultă că pe traseul galeriei 23 August și în salina veche se depun sub formă de condens într-o oră circa 186 kg, iar în salina 1 Mai, aerul intră uscat (depunerile sub formă de condens sînt minime).

Temperatura pereților galeriilor și a camerelor de exploatare

Încercările efectuate în scopul de a stabili cantitatea de căldură cedată prin convecție de către curentul de aer nu au dus la rezultate mulțumitoare, din cauza deficiențelor ivite la determinarea grosimii zonei de încălzire, care s-a format în timpul circulației aerului, precum și a grosimii zonei de uniformizare termică zilnică.

Temperatura măsurată în pereți, la adîncimea de 2 m, indică aceeași valoare cu a curentului de aeraj, fapt care arată că grosimea zonelor amintite depășește 2 m.

Umiditatea sării

Analiza umidității sării, din zona camerelor longitudinale *A*, *B*, *C* și *D*, aferente camerelor transversale I, II și III, arată că în cazul acestei variante, umiditatea se încadrează foarte bine în limitele prevăzute în STAS 1465/58 și în condițiile contractuale pentru beneficiarii externi (tabela 7).

Tabela 7

Analiza umidității sării

Denumirea camerei	Umiditatea, %
Camera II (D—C) după împușcare	0,10
Camera B (grătar siloz-schpi)	0,12
Camera C (II—III) după împușcare	0,06
Camera C (II—III) din masiv	0,08
Camera D (I) din masiv	0,11

CONCLUZII ȘI PROPUNERI

Prin modificarea sistemului de aeraj al Salinei Ocna Dej, s-au obținut următoarele rezultate.

a. S-a redus conținutul de umiditate al aerului necesar pentru aerisirea camerelor de exploatare de la 0,011 la 0,0055 kg apă/kg aer uscat.

Acest lucru a permis continuarea exploatării în camerele *A*, *B*, *C* și *D* și în perioada anotimpului călduros.

b. Sarea extrasă se încadrează în condiția impusă de STAS 1465/58, precum și în condițiile contractuale pentru beneficiarii externi.

c. În perioada de iarnă, trecerea aerului prin lucrările vechi aferente salinei 23 August permite încălzirea acestuia, fapt care duce la crearea condițiilor optime de lucru pentru muncitorii aflați în zona puțului de extracție. Se reduc de asemenea variațiile de temperatură pe căile de acces ale personalului.

d. Reducerea debitului de aer care intră în salină (de la 850 la 606 m^3/min), se datorește majorării rezistenței aerodinamice a sistemului. Analiza probelor de aer, colectate din atmosfera salinei, nu indică o schimbare substanțială a calității aerului.

Aprecierea necesarului de aer trebuie să se facă în baza măsurătorilor periodice și în nici un caz cu ajutorul relațiilor de calcul.

Argumentăm afirmația de mai sus prin condițiile diferite în cazul salinelor, față de minele de cărbuni și minereuri, pentru care sînt valabile relațiile existente în literatura de specialitate.

După cum se știe, sărurile de sodiu reduc cantiatea de gaze toxice, care se formează la explozie, din care cauză ele se introduc în compoziția explozivilor.

De asemenea, oxizii de azot, fiind puțin rezistenți, intră ușor în reacție cu vaporii de apă, conținuți în aer, formînd acid azotic și azotos, care se depune pe vatra și pereții camerelor de exploatare. Folosirea în asemenea condiții a relațiilor de calcul existente în literatură ar duce la obținerea unor rezultate care sînt departe de realitate.

e. Pentru evitarea formării dopurilor de gaze în camerele aerisite prin curenții liberi, este necesar să se activeze aerajul prin intermediul unor ventilatoare de aeraj parțial.

De asemnea, se impune, cu necesitate, dotarea dumperelor cu filtre de epurare a gazelor.

BIBLIOGRAFIE

[1] Vorozoev, A. *Regimurile de temperatură, în minele adînci.* Aerologia minieră, 1949.

[2] Scerban, A. M. *Condițiile atmosferice în minele din Dombas.* Kiev, 1950.

[3] Fishenden, B. *Transmiterea căldurii prin convecție.* Colliery Quardian, nr. 10, 1964.

[4] Prandtl și Taylor *Atmosfera minelor adînci.* Colliery Engineering nr. 8, 1965.

Informații

CEL DE-AL VIII-lea CONGRES INTERNAȚIONAL DE PREPARARE A MINEREURILOR

Între 10 și 15 iunie 1968 a avut loc la Leningrad cel de-al VIII-lea Congres internațional de preparare a minereurilor. Acesta a fost cel mai reprezentativ congres de acest gen, atît prin valoarea și numărul mare de comunicări (69 comunicări din 25 țări), cît și prin participarea numeroasă a specialiștilor din toată lumea: peste 1 000 de participanți din 36 țări. Țara noastră a fost reprezentată de 70 de participanți și a prezentat două referate, primite cu mult interes.

Comunicările s-au desfășurat în cadrul a 7 sesiuni și anume:

Sesiunea A **Sfărîmare, măcinare, ciuruire**
Sesiunea B **Metode magnetice, electrice și speciale de tratare a minereurilor**
Sesiunea C **Concentrare gravitațională, clasare, desecare**
Sesiunea D **Tehnologia flotației și mașini de flotație**
Sesiunea E **Hidrometalurgie și procedee combinate**
Sesiunea S **Simpozion asupra teoriei flotației**
Sesiunea F **Metode de cercetare, control și automatizare**

O importanță deosebită în cadrul acestui congres s-a acordat flotației, care a cuprins un număr de 17 referate în cadrul simpozionului de teoria flotației (Sesiunea S) și 20 referate în cadrul sesiunii D. De asemenea probelme de sfărîmare, deși reprezentate printr-un număr redus de referate, au fost viu dezbătute, organizîndu-se în cadrul congresului o discuție specială în legătură cu sfărîmarea.

Congresul, care s-a desfășurat la un înalt nivel științific prezentîndu-se referate deosebit de valoroase în toate domeniile preparării, poate fi considerat ca un succes indiscutabil, aducînd o contribuție importantă la progresul viitor al preparării.

În cele ce urmează prezentăm pe scurt unele din cele mai interesante referate.

Sesiunea A. Sfărîmare, măcinare, ciuruire

Rezumov, Perov, Zverevici și Bilenko (U.R.S.S.) s-au ocupat de unele aspecte ale măcinării în morile cu bile ca: cinetica măcinării, relațiile dintre capacitatea morii și sarcina de circulație și efectul de șlămuire în morile cu bile și în cele cu bolovani. Experimentările făcute de autori au dus la următoarele concluzii:

— capacitatea relativă a unei mori este direct proporțională cu cantitatea de reziduu din moară, dacă rezistența la măcinare a acestuia este constantă. Aceasta se exprimă prin relația lui Davis:

$$\frac{dR}{dt} = -KR.$$

În general însă, rezistența la măcinare se schimbă în timpul măcinării, iar ecuația cineticii măcinării propuse de autori este:

$$\frac{dR}{dt} = -KR^{n+1}$$

unde:

R este reziduul (cantitatea de clasă mai mare decît dimensiunea limită, existentă în moară, exprimată în părți din unitate);

K — factorul de proporționalitate depinzînd de condițiile de măcinare și de proprietățile minereului;

n — un exponent specific fiecărui minereu, care arată schimbarea proprietății de măcinare relativă a reziduului, pe măsură ce cantitatea de reziduu scade;

— fiecare clasă granulometrică dintr-un material se macină independent de celelalte, ca și în cazul cînd s-ar măcina singură;

— ecuația cineticii măcinării permite stabilirea relației dintre capacitatea morii și sarcina de circulație;

— experiențe de măcinare cu bile sau cu rocă arată că procedeul din urmă nu produce mai puține șlamuri decît măcinarea cu bile.

T. P. Meloy și G. D. Gumtz (S.U.A.) au studiat prin metode statistice sfărîmarea particulelor individuale, eterogene de minereu, ajungînd la o expresie matematică a procesului general de sfărîmare. Cazuri particulare ale acestei expresii se reduc la rezultatele teoretice obținute de Gaudin și Meloy, sau la forme speciale ale ecuațiilor empirice ale lui Rosin-Rammler, Gaudin și Schumann.

M. Clement și J. F. Kerl (R. F. a Germaniei) au prezentat încercări comparative de măcinare în mori cu bile și cu rocă și au studiat de asemenea influența blindajului morii asupra măcinării. Constatările autorilor sînt următoarele:

— Măcinarea în mori căptușite cu oțel produce un material mai fin decît măcinarea în mori căptușite cu cauciuc. Influența căptușelii morii este mai mare în cazul minereului de alimentare mai grob și de asemenea este mai mare la măcinarea autogenă decît la măcinarea cu bile. Variațiile gradului de umplere a morilor și ale turației au influență mai mare în măcinarea autogenă decît în măcinarea cu bile și de asemenea la morile căptușite cu cauciuc decît la cele cu căptușeală de oțel.

— Măcinarea cu bile dă produse mai fine decît cea autogenă; diferența este cu atît mai mică cu cît gradul de umplere este mai mic, turația este mai mare și densitatea corpurilor de sfărîmare este mai mare.

— Energia specifică, raportată la produsul finit, este mai mare în moara căptușită cu cauciuc față de cea căptușită cu oțel; diferența este mai mare la măcinarea autogenă decît la măcinarea cu bile.

E. von Szanto a prezentat rezultatele cercetărilor cu ajutorul analizei structurale cu raze X asupra modificărilor fizice și chimice ale mineralelor măcinate cu mori vibrante.

V. Yakhna (Polonia) a prezentat rezultatele clasării cărbunilor mărunți cu site OSO, care funcționează după principiile combinate ale hidrocicloanelor și ciururilor curbe. Comparativ cu alte procedee de clasare, indicii tehnologici (dispersia E_p și imperfecția I) sînt mai buni la sitele OSO.

Sesiunea B. **Metode magnetice, electrice și speciale**

M. Carta ș.a. (Italia) au prezentat un nou separator electrostatic denumit „Electrociclojet", aplicabil la pulberi foarte fine, care sînt introduse în aparat ca suspensii în gaze. Încărcarea particulelor se realizează prin ionizare sau prin triboelectricitate.

H. Kirchberg și A. Schickel (R.D.G.) au prezentat o metodă și un dispozitiv cu „grilă-placă" pentru aprecierea „capacității" de separare electrostatică a mineralelor.

J. E. Lawver și R. M. Hays (S.U.A.) au prezentat un studiu tehnico-economic cu privire la prepararea semitaconitelor (slab magnetice) din zăcămintele Mesabi. Dintre diferitele tehnologii propuse: 1) flotația integrală; 2) prăjirea magnetizantă urmată de separarea magnetică și flotația concentratului magnetic; 3) separarea magnetică umedă în cîmp puternic urmată de flotația concentratului magnetic, ultima este cea mai indicată din punct de vedere economic.

În referatul prezentat de Gubin, G. V. ș.a. (U.R.S.S.) se discută problemele preparării minereurilor oxidate de fier din bazinul Krivoi Rog, prin diferite metode ca: prăjirea magnetizantă urmată de separarea magnetică, separarea magnetică directă în cîmp puternic (în separatoare noi de tipul „separatoare filtru poligradiente"), ca și combinații ale metodelor citate. Tehnologia optimă se va alege pe baza unor încercări la scară mare și a calculelor tehnico- economice.

Tot la domeniul preparării minereurilor de fier se referă lucrarea prezentată de M. Boucraut ș.a. (Franța) cu privire la încercări semiindustriale de prăjire magnetizantă în pat fluidizat, efectuate în cuptoare de diverse capacități: 100—200 kg/h, 1—2 t/h și 250—350 t/zi. Cercetările au permis să se pună la punct unele condiții de lucru la prăjire, tehnologiile de concentrare ulterioară prăjirii pentru diverse tipuri de minereuri și să se stabilească consumul de energie termică pentru diferite minereuri.

Referatul lui S. B. Hudson (Australia) tratează descrierea și încercările făcute cu un nou tip de separator magnetic lucrînd umed cu intensitate mare — separatorul Gill. În acest separator, tulbureala intră în spațiul dintre un rotor dințat, vertical și o piesă polară electromagnetică fixă. Particulele magnetice aderă la rotor și sînt scoase din cîmpul magnetic prin rotirea rotorului și apoi spălare cu un curent de apă. Rezultate foarte bune a dat acest separator la încercări făcute cu nisipuri de plajă, unde s-a obținut un concentrat magnetic cu 99% ilmenit, cu recuperări de 77%.

Referatul următor al lui R. Caye ș.a. (Franța) tratează punerea la punct a unui aparat de concentrare a minereurilor cu minerale fluorescente. Aparatul, care înlocuiește alegerea manuală, cuprinde o bandă de transport; un dispozitiv de iradiere și detectare a bucăților de minereu, constituit dintr-o sursă de radiații ultraviolete și o celulă fotoelectrică sau un fotomultiplicator; un mecanism de selectare a bucăților, constînd dintr-un releu comandat de curentul de ieșire din celulă sau din fotomultiplicator; un mecanism de îndepărtare mecanică a bucăților, comandat de releu. Încercări făcute pe un minereu de șeelit cu 0,61% WO_3, cuprins între 40 și 80 mm, au permis să se obțină un concentrat în greutate de 32% din probă cu 1,48% WO_3 și cu o recuperare în șeelit de 77,7%.

Sesiunea C. **Procese gravitaționale**

Prof. R. T. Hukki (Finlanda), analizînd condițiile în care se face clasarea hidraulică, constată că problema principală pentru îmbunătățirea preciziei clasării este eliminarea particulelor fine din materialul grob. Pentru aceasta propune două aparate noi de clasare: un con cu scurgere laminară pentru clasarea fină și un hidrociclon perfecționat pentru clasarea medie și fină, care permite controlul evacuării nisipului.

Vinogradov N.N. ș.a. (U.R.S.S.) au prezentat un referat privitor la noi tendințe în teoria și tehnologia zețajului. Cercetările noi în domeniul teoriei zețajului aplică masei de grăunți legile mecanicii statistice. Referatul cuprinde rezultatele cercetărilor în următoarele probleme: hidrodinamica mișcării lichidului în condiții stînjenite; mecanica mișcării și stratificării grăunților în stratul de zețaj considerat ca un sistem de masă; fenomene de fluctuații ale grăunților; cinetica procesului de stratificare; aerodinamica mașinilor de zețaj. De asemenea au fost discutate: îmbunătățirea schemelor tehnologice de zețaj, prepararea cărbunelui fără clasarea preliminară, perfecționarea proiectării mașinilor ș.a.

V.S. Kaminski (U.R.S.S.) a arătat necesitatea îmbunătățirii filtrelor centrifuge ca un factor hotărîtor pentru intensificarea proceselor de desecare la cărbuni. Experiențe făcute cu diferite tipuri de centrifuge au arătat că din acest punct de vedere centrifugele cu evacuare vibratorie sau vibratorie-pulsantă sînt cele mai promițătoare și sînt necesare cercetări pentru perfecționarea lor.

Comunicarea prezentată de R. W. Slatter ș.a. (Anglia) privind factorii chimici în flocularea tulburelilor minerale cu floculanți polimeri analizează cele două cerințe esențiale care se impun floculanților polimeri pentru mecanismul de floculare prin punți: lungimea moleculei și adsorbția la suprafața mineralului prin grupuri funcționale multiple. Flocularea poate fi activată îmbunătățind adsorbția polielectroliților pe solidele de același semn prin adaosuri controlate de săruri care eliberează ioni multivalenți de semn contrar. Această acțiune are loc într-un interval restrîns de *p*H. Invers este posibilă și împiedicarea floculării.

Sesiunea D. **Tehnologia flotației**

Prof. M. Rey (Franța) a pus în discuție o serie de probleme practice și teoretice ale flotației, a căror cercetare mai aprofundată ar putea influența pozitiv rezultatele. Astfel, condiționarea cu reactivi este puțin studiată și în general ea se face defectuos; în unele cazuri s-au obținut îmbunătățiri prin utilizarea mai multor agitatoare în serie, condiționarea separată a șlamurilor, aerarea etc. Flotația grăunților mari sau a grăunților ultrafini necesită de asemenea condiții speciale, care au fost studiate parțial. Problema reactivilor specifici, influența sărurilor solubile, fenomenele de absorbție și desorbție ale colectorilor, influența reactivilor depresanți etc. prezintă încă multe necunoscute care așteaptă clarificare.

Un interes deosebit a suscitat comunicarea *Cercetări privind flotația minereurilor sulfuroase foarte fin măcinate* **de prof.** I. Huber Panu și C. Pandelescu. Cercetările au arătat că îmbunătățirea rezultatelor flotației minereurilor foarte fin măcinate este posibilă pe următoarele căi:

a) folosirea unui regim adecvat de reactivi (reducerea consumului de spumat pînă la suprimarea lui totală, folosirea unor cantități ridicate de colector, condiționarea la diluație mică, prelungirea timpului de flotație);

b) realizarea unor condiții optime de aerație care permite creșterea cu circa 48% a vitezei medii de flotație. Aplicarea flotației cu aer degajat din soluție permite creșterea indicilor tehnologici, în special pentru clasa <10 μm.

S. I. Gorlovski ș.a. (U.R.S.S.) au prezentat un referat cu privire la îmbunătățirea tehnologiei de preparare a unor minereuri de metale rare, utilizînd proprietățile de complexare ale acidului alkilhidroxamic. O serie de minereuri de metale rare, ca minereurile de piroclor, loparit, perovskit, casiterit ș.a., pot fi concentrate cu succes utilizînd colectorul complexant IM-50, a cărui parte activă este acidul hidroxamic. Particularitățile efectului acestui reactiv, inerente probabil și la alți

compuși complexanți identici, permit să se separe minerale la suprafața cărora apar aceiași cationi.

Y. R. Ashitkov ș.a. (U.R.S.S.) în referatul *Principiile separării mineralelor de fier și de gangă prin flotație inversă și perspectivele aplicării ei în practică* arată că acest procedeu este eficient la îmbogățirea concentratelor de magnetită, a concentratelor obținute prin procedee gravitaționale din minereuri slab magnetice precum și a minereurilor bogate reprezentate prin martită sau hematită și silicați nemetalici. Concentratele astfel obținute pot fi utilizate, fie direct pentru reducere la fier, fie în metalurgia pulberilor. Experimentările au arătat că pot fi tratate prin flotație inversă și minereuri sărace de martită-hematită, cu 38—45% Fe 40—30% silice, rezultînd concentrate cu 63—64% Fe și 3—6% silice. Aplicarea industrială este condiționată de economicitatea procedeului.

V. I. Klassen a prezentat rezultatele unor cercetări privind tratarea magnetică a apei utilizate în procesele de preparare. S-a constatat că în multe cazuri acest tratament îmbunătățește mult rezultatele. Astfel accelerează flotația, mărește recuperarea și selectivitatea. Soluțiile de colectori realizate cu apă tratată magnetic își măresc activitatea. Un efect important s-a obținut la îngroșarea tulburelilor. Natura fizică a proceselor care au loc în cursul acestui tratament al apei nu sînt cunoscute și reprezintă un domeniu nou de cercetare.

Revnițev ș.a. (U.R.S.S.) au studiat posibilitatea separării prin flotație a mineralelor din grupa izomorfă a feldspaților. Au fost utilizate ca dispersanți selectivi săruri alcaline care formează în tulbureală cationi, la fel ca cei din rețeaua cristalină a mineralelor de separat. Astfel, la flotația cu colectori cationici, sărurile de potasiu, rubidiu și bariu acționează ca depresanți ai feldspaților potasici, în timp ce sărurile de calciu, stronțiu, sodiu, magneziu ș.a. acționează ca depresanți ai feldspaților plagioclasi. Efectul depresant are loc la concentrații mari de asemenea săruri.

M. Wada ș.a. (Japonia) au prezentat un studiu experimental asupra flotației cu aerosoli. În acest procedeu reactivii principali sînt introduși în tulbureală sub formă de aerosoli cu aer sau alte gaze. Acest sistem face posibilă o separare mai netă a mineralelor. De asemenea se observă o tendință mai puternică de a flota particule fine, chiar cele de gangă. Pentru a evita impurificarea concentratelor cu gangă fină, trebuie luate măsuri pentru dispersarea acesteia.

Un referat interesant prezentat de D. W. Frommer (S.U.A.) privește prepararea taconitelor nemagnetice pentru flotație prin floculare selectivă. Procedeul cuprinde adăugarea în moară a NaOH pentru a realiza un *pH* = 10,5 în vasul de deșlamare; apoi se adaugă un dispersant ca: silicat de sodiu, tripolifosfat de sodiu, tanin, lignin sulfonat etc. în cantități optime. După ce s-a obținut o dispersie bună se adaugă un floculant selectiv, de exemplu făină de tapioca pentru mineralele de fier, pe care le floculează și provoacă depunerea lor rapidă. Mineralele de gangă, rămase în suspensie, se decantează, iar cele reținute în produsul depus se elimină prin flotație anionică sau cationică.

N. G. Klimenko și V. P. Ivanovskaia (U.R.S.S.) au studiat posibilitatea utilizării ioniților în flotația minereurilor complexe. Prin utilizarea unei rășini schimbătoare de ioni, cum este cationul KU-1, adăugate la măcinare sau condiționare, se reduce concentrația de ioni de cupru existenți în tulbureală, mărindu-se astfel selectivitatea flotației plumbului față de zinc.

Golovanov G. A. ș.a. (U.R.S.S.) au prezentat un referat privind prepararea minereurilor de apatită din zăcămîntul Khibini și cercetările pentru noi îmbunătățiri în tehnologia acestor minereuri. Se propun scheme noi de flotație, reactivi noi și mașini de flotație mai eficiente.

Shtirkov P. T. ș.a. (Bulgaria) au prezentat un referat privitor la asimilarea industrială a procesului de preparare a minereurilor porfirice de cupru sărace, cu conținut de molibden, de la Medet. În prezent instalația Medet (10 000 t/zi în prezent și 24 000 t/zi capacitate în 1969) prelucrează minereuri amestecate (sulfuri și oxizi) din zona superioară, producînt numai concentrate de cupru și de molibden. La exploatarea rezervelor din adîncime și la intrarea în producție a întregii capacități a uzinei se vor produce concentrate de cupru cu 16,5 Cu, cu recuperare de 86,5%, concentrate de pirită cu 42% S. concentrate de molibden cu 47,5% Mo cu o recuperare de 53% și un produs sărac de molibden cu 17—20% Mo, pentru hidrometalurgie. Minereul conține 0,35% Cu. Se descrie tehnologia aplicată și cercetările mai noi.

L. Usoni ș.a. (Italia) au studiat proprietățile selective ale floculanților și posibilitățile utilizării lor în flotația mineralelor fine. Au fost studiați floculanții Aerofloc R 500, Separan NP 10, Hercules CMC și Nalco. 600. S-au stabilit condițiile de realizare a unei floculări selective, astfel ca să se poată realiza o preconcentrare prin deșlamarea cuarțului. De asemenea s-a studiat posibilitatea flotării unor minerale după floculare, ajungîndu-se la concluzia că în acest scop sînt necesare mașini pneumatice de construcție specială, pentru a nu se distruge floculele.

B. Severinski ș.a. (Polonia) au comunicat rezultatele lucrărilor de îmbunătățire a tehnologiei de preparare a rocilor cu sulf nativ din Polonia. Instalația de flotație actuală produce concentrate cu 80%, cu recuperări de 86%, care trec la purificare pînă la 99,99%. Analiza procesului a arătat că cele mai mari pierderi de sulf în clasele 20 microni și în clasele > 0,2 mm. Cantitatea de pierderi în steril este influențată și de compoziția gangăi și de varietatea mineralogică de sulf. Pentru îmbunătățirea recuperărilor se preconizează o măcinare în trepte, care să reducă atît clasele > 0,3 mm cît și cele < 12 microni. Pentru îmbunătățirea calității concentratului se preconizează remăcinarea concentratului brut la 120 microni, reflotarea la diluții de 6—10% solide și utilizarea celulelor de flotație mecano-pneumatice la reflotări. Au fost studiați de asemenea unii reactivi de flotație mai eficienți.

J. Vojtovich (Polonia) a prezentat o comunicare privind flotarea unui minereu de cupru cu separarea intermediară a componenților carbonatați. Minereul este un amestec de gresii (grăunți de cuarț de 0,3 mm cimentați cu calcit), calcare și șisturi bituminoase. Mineralele de cupru (sulfuri) sînt diseminate în calcare și șisturi. Tehnologia constă dintr-o sfărîmare grobă (—0,25 mm) pentru eliberarea sulfurilor de cupru din gresii și flotarea lor, urmată apoi de flotarea cu acizi grași a calcitului și șisturilor ce conțin cupru. Se elimină un steril cuarțos grob. Concentratul de calcit și șist se macină la —0,074 mm și se flotează sulfurile de cupru, depresînd ganga.

F. Sher (Jugoslavia) a prezentat rezultatele încercărilor de laborator și pilot privind flotația anionică a cromitului în mediu alcalin, fără deșlamare preliminară. S-a găsit că rezultatele flotației variază cu *p*H-ul tulburelii și cu concentrația reactivilor de dispersare și floculare. Condițiile optime găsite au fost: măcinarea lor la 49%—43 microni, cu adăugare de NaOH pentru a asigura un *p*H = 11-11,5. Apoi tulbureala se dispersează fin cu silicat de sodiu și se adaugă carboximetilceluloză ca floculant selectiv pentru gangă. În acest fel reactivul anionic (acid gras) nu se adsoarbe pe gangă și flotează selectiv cromitul. Din minereul ce conține 18% Cr_2O_3 s-au obținut concentrate cu 52 Cr_2O_3 la recuperări de 81%.

D. P. Tsailas ș.a. (Grecia) au prezentat referatul *Rolul și mecanismul de acțiune a silicatului de sodiu la flotația baritei.* La flotația rocii cu barită din Milos s-au obținut rezultate bune utilizînd reactivii Cyanamid 801 și 825, cu cantități mici de carbonat de sodiu și silicat. Lucrînd însă cu apă sărată din Milos, rezultatele nu s-au reprodus decît prin adăugarea unui exces de silicat. Acesta provoacă dispersarea particulelor, adsoarbe cationii din tulbureală care activează mineralele de gangă, reduce consumul de colector și curăță suprafața baritei.

N. S. Ulianov și N.F. Meșceriakov au susținut referatul *Dezvoltarea schemelor, regimurilor de reactivi și a mașinilor de flotație pentru prepararea minereurilor grob concrescute, utilizate ca materii prime pentru industria chimică.* Se prezintă cîteva construcții speciale de mașini de flotație pentru prelucrarea unor minereuri de silvinit, fosfați, sulf la dimensiuni mari (—3 mm). Acestea pot fi mecanice (mașina cu pat fluidizat sau mașina Mehanobr modificată), ca și pneumatice. În ce privește regimul tehnologic pentru silvinit, s-a găsit că este utilă prelucrarea separată a materialului mare (—3 + 0,5 mm) în mașini cu pat fluidizat și a materialului fin în mașini obișnuite. Reactivii colectori cei mai indicați pentru clasele mari sînt amine superioare combinate cu fuel oil.

N. Arbeiter ș.a. (S.U.A.) au studiat din punct de vedere hidrodinamic transpunerea rezultatelor flotației de la scară mică la scară industrială. Un indicator util pentru a arăta condițiile optime de agitare pentru celulele mici este așa-numitul „număr de curgere" (flownumber), care reprezintă raportul vitezei aparente a aerului la viteza tangențială a rotorului. Aceasta arată și condițiile optime pentru flotarea grăuntilor mari. Pentru celule mari, de aceleași construcții, acest număr nu trebuie să difere mult de valorile optime găsite pentru celule mici. Atît viteza aerului cît și vitezele tangențiale ale rotorului cresc cu mărimea celulei, dar raportul lor, adică „numărul de curgere" rămîne constant.

P. R. Smith (S.U.A.) a prezentat referatul *Aplicarea celulei de flotație scundă.* Prototipul prezentat, construit pentru flotarea grăunților mari, are următoarele caracteristici : adîncimea mică a celulei, fundul înclinat pentru a dirija sterilul spre evacuare, existența unui aerator (un strat poros așezat pe fundul înclinat), alimentarea materialului la suprafața celulei în stratul de spumă. S-au făcut încercări cu fosfați de —1,6 mm, săruri de potasiu de —6 mm și cărbune de —13 mm.

Sesiunea E. **Hidrometalurgia și procedee combinate**

M. R. Zaki ș.a. (Republica Arabă Unită) au prezentat o comunicare privitoare la prepararea pe cale umedă a bioxidului de uraniu prin reducere cu hidrazină. Produsul obținut satisface specificațiile nucleare, ceea ce lipsea metodelor de reducere cu hidrogen sub presiune, utilizînd nichelul drept catalizator sau utilizînd zincul metalic direct. Acest avantaj compensează prețul ridicat al hidrazinei.

R. Bodu ș.a. au prezentat referatul *Încercări de lesiere a minereurilor de uraniu fără măcinarea prealabilă.* Prima comunicare în această problemă a fost făcută la Congresul de preparare de la Cannes, 1963. Încercările ulterioare efectuate la scară mare arată posibilitatea aplicării acestei metode atît pe minereuri foarte sărace, extrase din mină și așezate în halde de mai multe mii de tone, cît și pe minereuri sărace abandonate în mine sau în mine noi.

Două referate care au fost primite cu mult interes au tratat problema dizolvării metalelor cu ajutorul bacteriilor.

Primul referat (autor Y. Parès, Senegal) tratează problema dizolvării aurului, care poate fi făcută cu numeroase bacterii prelevate chiar din zona zăcămîntului. Solubilizarea aurului prezintă mai multe etape : una lentă de 3—5 săptămîni, una crescîndă și apoi una staționară de 6—12 luni, după care urmează o reprecipitare bruscă. S-au studiat factorii care influențează dizolvarea și în special mediul de cultură.

Al doilea referat (prof. Gh. Vanci și A. Bodiu) a tratat problema dizolvării calcopiritei cu ajutorul bacteriilor Tiobacillus ferroxidans, provenit din apele de mină de la Baia Sprie. Dizolvarea prin agitare este mai rapidă decît cea prin percolare. Culturile de Tiobacillus ferroxidans obținute în prezența calcopiritei dau viteze de extracție mai mari ca cele obținute cu culturi realizate în prezența sulfurii de cupru sintetice. Prelungirea timpului de dizolvare peste o anumită durată duce la stagnarea procesului și apoi la reprecipitarea cuprului.

Perlov P. M ș.a. (U.R.S.S.) au prezentat referatul *Tendințe noi în procesele combinate de recuperare a nichelului, cuprului și cobaltului din minereuri nepreparabile și din produse intermediare refractare la flotație.* Recuperarea nichelului și cobaltului din minereuri oxidate se poate face prăjind materialul la 1300°C în prezența unor adaosuri mici de clorură de sodiu și agent reducător (2—3% din fiecare), urmată de flotația sau separarea magnetică a materialului răcit și măcinat. Dintr-un minereu cu 0,86% Ni și 0,1% Co s-au obținut concentrate cu 4—5% Ni și 0,3—0,4% Co, cu recuperare de 91 respectiv 86%.

O metodă pentru mixtele de flotatie cu conținuturi de cupru-nichel este încălzirea la 1300°C fără adaos de clorură sau agent reducător. Se realizează o recristalizare și separare a sulfurilor care apar ca compuși de dimensiuni mari, cu proprietăți de flotație diferite. În acest mod s-au obținut concentrate cu 6% Ni și 4,5% Cu, cu recuperări de 91% Ni și 88% Cu, din mixte cu 0,8% Ni și 0,6% Cu. Procesul poate fi simplificat dacă se face prăjirea timp de o oră la 650—750°C, cu adaos de 5% $CaCl_2$. În acest caz mineralele de gangă își pierd flotabilitatea, în timp ce mineralele utile și-o păstrează.

I. A. Dolotova ș.a. (U.R.S.S.) în referatul *Tehnologii și utilaje pentru prepararea minereurilor de mangan* descriu metodele existente de preparare a minereurilor de mangan și rezultatele unor cercetări pentru dezvoltarea lor și a utilajelor specifice.

I. Boned ș.a. (Spnia): *Îmbogățirea minereurilor de fier din nord-estul Spaniei.* Minereurile au textură oolitică, compuse din magnetit în grăunți sub 0,05 mm, clorit, fosfat de calciu, iar ca gangă secundară silicați sau carbonați. Tehnologia recomandată cuprinde măcinare la 0,043 mm, concentrare magnetică în cîmp slab, tratarea concentratului cu acid sulfuric pentru defosforizare (8,5 kg acid/kg de fosfor conținut, pH= 1,4—1,6) și apoi peletizarea concentratului. Acesta conține 62—63% Fe, 4% SiO_2 și 3% Al_2O_3.

Sesiunea S. **Simpozion de teoria flotației**

I. Leja (Canada) a prezentat referatul *Considerații asupra mecanismului adsorbției colectorilor.* Se prezintă cercetările efectuate cu ajutorul spectroscopiei în infraroșu și ultraviolet pentru studierea naturii produselor adsorbite la suprafața solid-lichid. S-a studiat astfel adsorbția xantaților pe suprafața sulfurilor și metalelor în diferite condiții și adsorbția carboxilaților la suprafața cuprului metalic, în diferite condiții de *p*H și de oxidare.

P. M. Solojenkin (U.R.S.S.) în referatul *Cercetarea structurii produselor de interacțiune între colectorii sulfhidrici și suprafața sulfurilor minerale cu ajutorul spectroscopiei magnetice* stabilește că la flotația cu ditiocarbamați a calcopiritei, galenei, antimonitului și blendei activate cu cupru și cu argint se formează pe suprafața lor ditiocarbamați de cupru bivalent și de argint monovalent. La flotația acelorași minerale cu xantați, ditiofosfați și bisulfurile lor se formează amestecuri de xantați sau ditiofosfați de cupru monovalent și bivalent, proporția de complex bivalent crescînd cu creșterea consumului de colector. Formarea compușilor de cupru bivalent cu colectori sulfhidrici, care au o structură chelatică în lanț, favorizează acoperirea mai puternică a suprafeței minerale cu radicali de hidrocarburi decît în cazul formării unui film de compus de cupru monovalent, acesta în schimb favorizînd o recuperare mai mare a mineralului.

I. N. Plaskin ș.a. (U.R.S.S.) în referatul *Relația dintre structura energetică a cristalelor minerale și proprietățile lor de flotație* au stabilit că raportul dintre concentrația de electroni liberi și ionii pozitivi este foarte important pentru interacțiunea reactivilor cu suprafața mineralelor, care au proprietăți semiconductoare. Variind raportul astfel ca să crească concen-

tratia electronilor sau ionilor pozitivi înăuntrul solidului, este posibil, toate celelalte condiții fiind constante, să se mărească sau să se micșoreze adsorbția și activitatea chimică a suprafeței minerale.

S. I. Mitrofanov și M. Ia. Riskin (U.R.S.S.) au studiat relațiile dintre proprietățile electrochimice ale mineralelor sulfuroase și adsorbția reactivilor colectori prin diferite metode ca: măsurarea potențialului de electrod și a capacității stratului dublu electric, trasarea curbelor de polarizare și electrocapilare.

J. de Cuyper (Belgia) a prezentat referatul *Proprietățile electrocinetice ale casiteritei și sideritei din punct de vedere al flotabilității lor.* Prin cercetări s-au determinat condițiile necesare pentru a separa prin flotație selectivă cu colectori cationici casiterita de siderită, plecînd de la măsurarea potențialului de scurgere a acestor minerale și a flotabilității în tubul Hallimond. A fost pusă în evidență influența pH-ului, concentrației de colector și a prezenței ionilor de fier, aceștia din urmă micșorînd selectivitatea. Rolul nefast al acestor ioni poate fi eliminat adăugînd anumiți reactivi sechestranți.

S. I. Polkin și G. S. Berger (U.R.S.S.) au prezentat referatul *Asupra formelor de fixare și acțiunea de flotație a colectorilor cu lanț lung.* La utilizarea colectorilor cu lanț lung de tipul oleatului de sodiu în soluție de concentrație crescîndă se observă trei faze: la concentrații reduse, o acțiune de peptizare; cu cît crește concentrația, flotația se îmbunătățește. Faza a doua (concentrații medii) se caracterizează printr-o acțiune de floculare a colectorului, avînd ca urmare o mineralizare maximă a spumei și o viteză maximă a flotației. În faza a treia (exces de colector) se observă din nou o acțiune de peptizare și o scădere a flotației. Se recomandă, pentru a avea o flotabilitate maximă, să se trateze minereul cu un exces de colector și apoi spălare cu apă, rezultînd o floculare și flotație maximă.

M. A. Eigeles și M. L. Volova (U.R.S.S.) au prezentat referatul *Activarea bulelor de aer în flotație prin compuși de reacție puțin solubili în tulbureală.* Bulele de aer pot fi antrenate prin fixarea la suprafața lor a unor compuși de reacție electrolitică într-o tulbureală de dispersie coloidală. Prin aceasta se accelerează contactul mineral-bulă. Acest lucru se poate face în condițiile obișnuite din celulă. O influență mare au dimensiunile particulelor produsului anorganic de reacție. Activitatea bulelor favorizează flotația selectivă a acelor minerale a căror suprafață a fost condiționată mai mult.

I.A. Kakovski (U.R.S.S.) a susținut referatul *Studiul proprietăților bisulfurilor organice.* Referatul cuprinde patru părți: studiul proprietăților fizico-chimice ale bisulfurilor; studiul proprietăților de flotație, comparativ cu colectorii anionici; mecanismul de acțiune a colectorilor sulfhidril anionici și rolul bisulfurilor în creșterea hidrofobicității suprafeței minerale; recomandări cu privire la utilizarea efectivă a bisulfurilor.

A. T. Matar și G. Rudolph (Argentina) au studiat mecanismul de activare și flotație a berilului cu hexadecilsulfonat de sodiu. S-a constatat că o spălare acidă influențează adsorbția și rezultatele flotației. Fără activare, flotația berilului cu hexadecilsulfonat de sodiu are două maxime: la $pH = 1—2$ și la $pH = 4{,}8$. Fierul s-a dovedit a fi activant pentru beril la flotația cu hexadecilsulfonat de sodiu.

D. Dockal (Cehoslovacia) în referatul *Studii asupra cineticii sorbției substanțelor superficial active de cărbune,* a arătat că sorbția substanțelor superficial active depinde de concentrația reactivului și de viteza de curgere a fazei lichide de-a lungul fazei solide. Un rol important joacă și difuzia moleculelor de substanțe superficial active prin zona difuză a stratului dublu electric. Pe de altă parte, în sistemul cărbune-lichid-aer, cantitatea de reactiv adsorbit scade cu creșterea vitezei de scurgere. În acest caz are loc o desorbție, probabil la suprafața reactiv-aer.

T. Inoue și T. Imaizoumi (Japonia) în referatul *Aspecte ale cineticii flotației* tratează problema cineticii flotației plecînd de la premisa că procesul de flotație poate fi modelat printr-o ecuație a vitezei de ordinul *I*, conținînd funcția de distribuție a constantei vitezei de flotație K_1. S-a adoptat funcția de distribuție gama modificată pentru distribuția lui K_1. S-au stabilit metode pentru determinarea distribuției lui K_1 din încercări discontinue de flotație. S-au făcut de asemenea încercări discontinue de flotație pentru a cerceta efectul următorilor trei factori, fiecare privind natura coloanei de spumă asupra rezultatelor flotației:

1) viteza de aerare;
2) viteza de îndepărtare a spumei;
3) limitarea parțială a suprafeței spumei.

V.A. Glembotki (U.R.S.S.) propune ca metodă de intensificare a flotației condiționarea separată cu reactivi a nisipurilor și șlamurilor. Materialul este clasat în nisipuri și șlamuri. Nisipurile se tratează cu întreaga cantitate de colector, apoi la ele se adaugă șlamurile înainte de flotație. Se reduce consumul de colector și se îmbunătățesc rezultatele flotației.

A. A. Abramov ș.a. (U.R.S.S.) au prezentat referatul *Studiul sulfurării și flotației mineralelor de plumb din minereuri neftroase oxidate și mixte și dezvoltarea principiilor de control automat al acestor procese.* Pe baza cercetărilor teoretice și de laborator s-au determinat condițiile optime pentru a conduce procesele de sulfurare și flotație a diferitelor minerale oxidate de plumb; S-au determinat relații între concentrațiile ionilor de sulfură, hidrogen și xantat în tulbureală și se dau valori numerice pentru concentrațiile acestor ioni pentru diferite minerale de plumb. S-a elaborat un sistem automat de reglare și control al consumului de reactiv de sulfurare.

Sesiunea F. **Metode de cercetare, control și automatizare**

P. Ljökjell (Norvegia) a prezentat un referat privind o metodă de cercetare a gradului de desfacere a asociațiilor minerale în moară, bazată pe o combinație a ciuruirii cu leșierea. Metoda se poate aplica la minereuri la care unele minerale pot fi dizolvate selectiv față de celelalte.

V. Formanek (Franța) în referatul *Utilizarea intensivă a unei stații pilot de flotație în cercetare* arată cum este utilizată stația pilot, care este costul mediu al unei încercări și se dau cîteva exemple de cercetări.

M. Bolek (Cehoslovacia) în referatul *Mecanizarea și automatizarea probării materialelor brute și a preparării probelor* prezintă o serie de aparate de luat probe din minereu uscat și din tulbureli, precum și de reducere a probelor fabricate în Cehoslovacia.

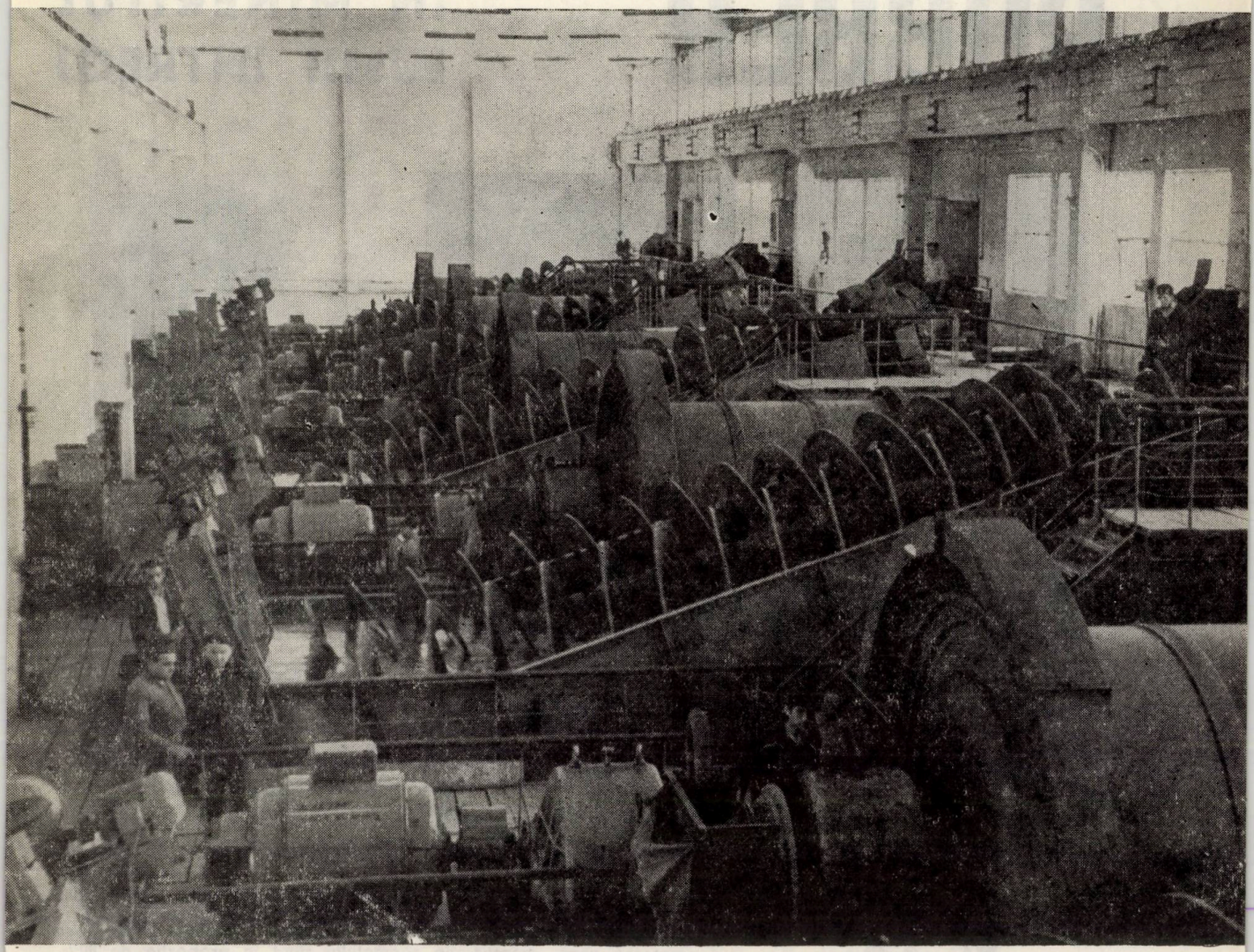
A. B. Holland Batt și M. G. Fleming (Anglia) au prezentat referatul *Analizorul granulometric continuu elabort de Școala Regală de Mine.* Principiul aparatului este de a aplica o forță centrifugă unei suspensii de grăunți. Particulele de masă diferă au viteze diferite în direcția forței. Dacă particulele au aceeași formă și densitate, ele se aranjează în tubul respectiv după granulație. Secțiunea tubului este măsurată cu un dispozitiv de măsurare a densității cu radiații ß, obținîndu-se un „profil" granulometric.

R. Rotter (Cehoslovacia) în referatul *Analizor cu mai multe canale cu fluorescență în raze X pentru controlul automat al compoziției elementare a produselor preparării* descrie un analizator cu raze X construit în Cehoslovacia de către Institutul de Cercetări Miniere din Praga. Analizorul este echipat cu un spectrograf construit după schema Adler și Axelrod. Un dispozitiv automat de luat probe din tulbureală filtrează probe la intervale egale și proba umedă este analizată direct. Rezultatele măsurărilor spectrale cu raze X sînt înregistrate pe o hîrtie.

Analizorul va fi montat la instalația de la Prezibram, pentru determinarea conținutului de Zn, Cu, Sn din sterile.

Ing. **E. POPA**

UZINA DE PREPARARE



Întreprinderea

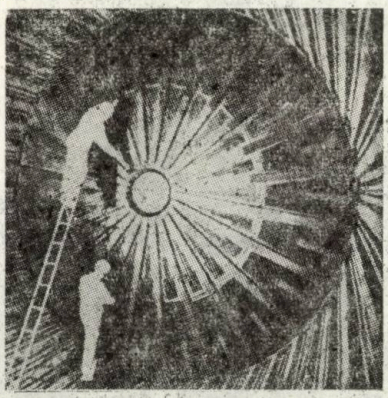
MINIERĂ

MOLDOVA NOUĂ

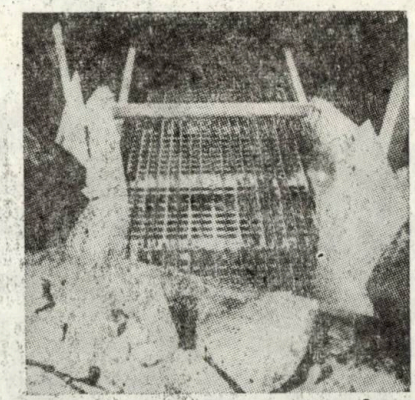
SKEGA

MINING RUBBER

CAUCIUCUL IN MINERITUL LUMII INTREGI



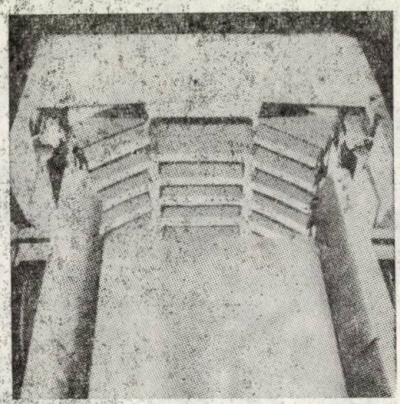
1



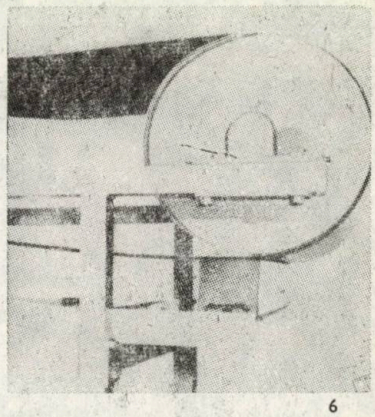
2

3

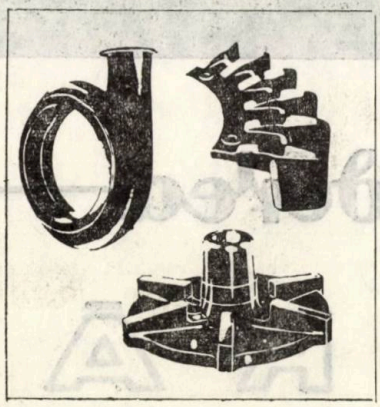
4



5



6



1. Blindajul cu cauciuc SKEGA cu sistemul de fixare elastică este introdus la mai mult de 500 mori şi este brevetat în majoritatea ţărilor.
2. Ciurul de cauciuc SKEGA pentru ciuruirea brută, rezistent la uzură, se montează uşor, amortizarea zgomotului fiind în proporţie de 80%.
3. Jgheaburi SKEGA, din cauciuc masiv, micşorează viteza critică a materialului.
4. Piese de uzură pentru vagonete, transportoare de minereu etc., în execuţie standard, care se montează cu uşurinţă.
5. Piesele profilate de uzură — o metodă nouă pentru micşorarea vitezei materialului. Unghiul maxim pentru şicane cu uzura minimă.
6. Curăţitor de bandă SKEGA pentru înlăturarea materialului mărunt şi lipicios
7. Piese de uzură pentru pompe, camere de flotaţie etc.

SKEGA

Ersmark Skelleftea • SWEDEN
Tel. 0910/231 50 Telex 6887

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIX Nr. 10 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Габриан, В. и Курпэн, К. *Методы разработки повышенной производительности, применяемые в бассейне Бая Маре* (Л).

Фодор, Д. *Новые методы взрывания, применяемые в горном деле.*

Описываются гипотезы относительно взрывания детонаторами коротко-замедленного действия, при предварительном оконтурировании и взрывании в сжатой среде.

Милковяну, Д. *Методы операционных исследований.*

Автор пречисляет и анализирует методы операционного математического расчёта

Фекете, А. и Албert Маргарета *Вклад в изучение генезиса медного месторождения Бэлана.*

Авторы статьи приводят некоторые новые элементы относительно характера образования некоторых месторождений ассоциации кристаллических сланцев Восточных Карпат.

Помырляну, В. и Мовиляну, А *Температура кристализации мусковита разных пегматитов.*

Определяется температура образования мусковита разных пегматитов с использованием углов течения и фазовой диаграммы системы мусковит парагонит. Пределы температур кристаллизации мусковита определенные посредством жидких включений, колеблются между 386 и 443°С, а по системе мусковит-парагонит — от 360 до 450°С.

Илие, П., Кац, А. и Ганицки, Е. *Флотация меди из шлака, получаемого при плавке в взвешенном состоянии концентратов.*

Описывается способ освоения меди, содержащейся в металлургическом шлаке при флотации. Способ был экспериментирован в лаборатории и в установке-пилот и были получены очень хорошие результаты.

Матей, И., Дику, Ал. и Дима, М. *Исследования по вопросу сокращения влажности воздуха в летний период на соляной копи Окна Деж.*

Приводятся недостатки, причиненные чрезмерной влажностью воздуха, нагнетаемого в соляную копь, а также мероприятия, которые необходимо принять. Применение на практике одного из мероприятий к улучшению климатических параметров подземной атмосферы.

ИНФОРМАЦИИ

INHALT

Gabrian, V. und Curpăn, C. *Hochleistungsfähige Gewinnungsverfahren, die im Bergbaugebiet Baia Mare angewendet werden* (VI).

Fodor, D. *Neue Schiessverfahren im Bergbau.*

Es werden die Voraussetzungen für verschiedene Schiesverfahren, wie Schiessen mit Millisekundzeitzündern, mit vorherigem Umriss und unter Druck beschrieben.

Milcoveanu, D. *Die Methoden der operationnellen Untersuchung.*

Im Aufsatz zählt der Verfasser die operationnellen Rechenverfahren (Mathematik) auf und analysiert sie.

Fekete, A. und Albert Margareta *Beiträge zur Kenntnis derEntstehung der Kupferlager stätte Bălan.*

Die Verfasser bringen einige neue Elemente hinsichtlich der Entstehung einiger kristalliner Schieferlagerstätten in den Ostkarpaten.

Pomîrleanu, V. und Movileanu, A. *Die Kristallisierungstemperatur des weissen Glimmers aus verschiedenen pegmatitischen Gesteinen.*

Es wird die Bildungstemperatur des weissen Glimmers aus pegmatitischen Gesteinen unter Anwendung von flüssigen Winkeln und Phasendiagrammen für das System Glimmer-Paragonit bestimmt. Die Temperaturgrenzen der Kristallisierung des weissen Glimmers, die von flüssigen Einschlüssen bedingt sind, schwanken zwischen 386 — 443° C, während diejenigen nach dem System Glimmer-Paragonit zwischen 360 — 450° C.

Ilie, P., Gatz A. und Ganiţchi, E. *Flottierung des Kupfers aus den Schlacken, die aus der Verhüttung der Trübekonzentrate resultieren.*

Es wird ein Auswertungsverfahren des in Schlacken enthaltenen Kupfers durch Flottierung beschrieben. Es wurden Labor — und halbbetriebliche Versuche mit sehr guten Ergebnissen durchgeführt.

Matei, I., Dicu, Al. und Dima, M. *Untersuchungen hinsichtlich der Herabsetzung des Feuchtigkeitsgehaltes der Luft in der Salzgrube Ocna Dej, während des Sommers.*

Es werden die Schwierigkeiten infolge der ausserordentlichen Feuchtigkeit der in die Salzgrube zugeführten Luft, sowie die zu treffenden Massnahmen beschrieben. Die praktische Anwendung einer der vorgeschlagenen Massnahmen brachte eine Verbesserung der klimatischen Parameter der Grubenatmosphäre mit sich.

INFORMATIONEN

SOMMAIRE

Gabrian, V. et Curpăn, C. *Méthodes d'exploitation à rendement élevé appliquées dans le bassin minier de Baia Mare* (VI).

Fodor, D. *Nouveaux procédés de tir des mines*

On décrit les hypothéses du tir avec amorces à retard milliseconde, du tir à traçage préalable et du tir en milieu comprimé.

Milcoveanu, D. *Le méthodes de la recherche opérationnelle.*
L'article contient l'énumération et l'analyse des méthodes du calcul mathématique opérationnel.

Fekete, A. et Albert Margareta *Contributions à la détermination de la genèse du gisement cuprifère de Bălan.*

Les auteurs fournissent certains nouveaux éléments concernant le mode de formation des gisements associés aux schistes cristallins des Carpates Orientales.

Pomîrleanu, V. et Movileanu, A. *La température de cristallisation du muscovite des divers types de pegmatites*
On détermine la température de formation du muscovite des pegmatites, par application des angles fluides et du diagramme d'équilibre du système muscovite-paragonite. Les limites des températures de cristallisation du muscovite, déterminées par inclusions fluides, varient de 386 à 443°C, tandis que ces mêmes températures d'après le système muscovite-paragonite varient de 360 à 450°C.

Ilie, P., Gotz, A. et Ganiţchi, E. *La flottation du cuivre des scories-résultées à la fusion en suspension des concentrés.*

On décrit le procédé de récupération par flotation du cuivre résiduaire entrainé dans les scories métallurgiques. Ce procédé a été experimenté au laboratoire et en station pilote, avec des résultats remarquables.

Matei, I., Dicu, Al. et Dima, M. *Recherches concernant l'abaissement de l'humidité de l'air servant à la ventilation dans la période estivale de la Saline Ocna Dej.*

Sont présentés les incouvénients d'une humidité excessive de l'air servant à la ventilation de la saline, ainsi que les mesures à prendre pour la combattre. L'application pratique d'une de ces mesures a conduit à l'amelioration des paramétres climatiques se rattachant à l'atmosphère de la mine.

INFORMATIONS

CONTENTS

Gabrian, V. and Curpăn, C. *High productivity methods of working, applied in the Baia-Mare mining region* (VI).

Fodor, D. *New methods of blasting in mining.*

The paper describes blasting operations with millisecond delay caps, blasting with preliminary outlining and blasting in compressed medium.

Milcoveanu, D. *Operative research methods.*

The author enumerates and analyses operative (mathematical) methods of calculation.

Fekete, A. and Albert Margareta *Contributions towards the genesis problem of the Balan mine copper bearing deposit*

The authors bring forth new elements regarding the formation of some ore deposits associated with crystalline schists in the Eastern Carpathian range.

Pomîrleanu, V. and Movileanu, A. *The crystallisation of muscovite in various pegmatites.*

The formation temperature of muscovite in pegmatites, was determined by fluid angles and phase diagram for the muscovite-paragonite system. The crystallisation temperature limits for muscovite, determined by fluid inclusions, vary between 386 and 443°C and in the muscovite-paragonite system between 360 and 450°C.

Ilie, P., Gotz, A. and Ganitchi, E. *Copper recovery by flotation from the matte resulting at suspension smelting of concentrates.*

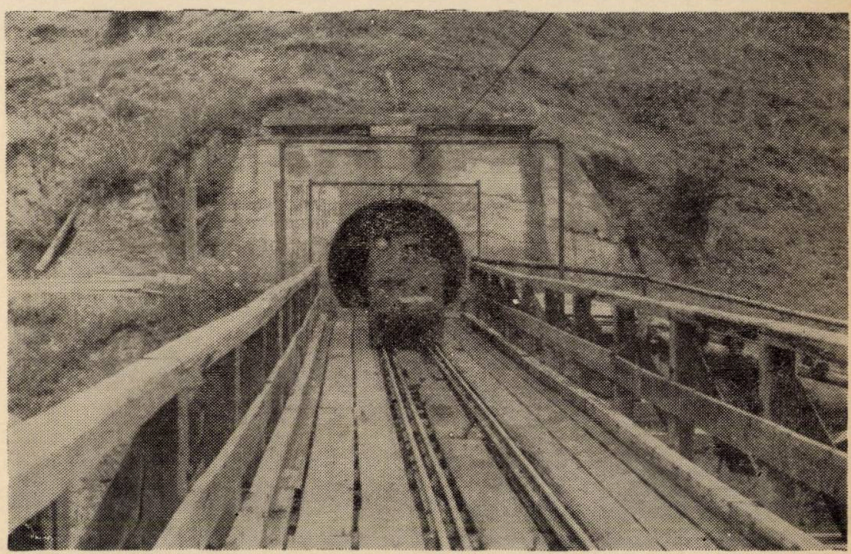
The authors describe a method of recovery by flotation of the copper contained in metallurgical mattes. The method has been experimented in laboratory and on pilot with very good results.

Matei, I., Dicu, Al. and Dima, M. *Research towards reducing the moisture content of the air during the summer season at the Ocna-Dej salt mine.*

The paper points out the drawbacks caused by excessive moisture of the salt mine intake air, as well as the necessary steps to overcome such. The practical application of one of the suggested methods has led to the improvement of the underground air climatic parameters.

INFORMATIONS

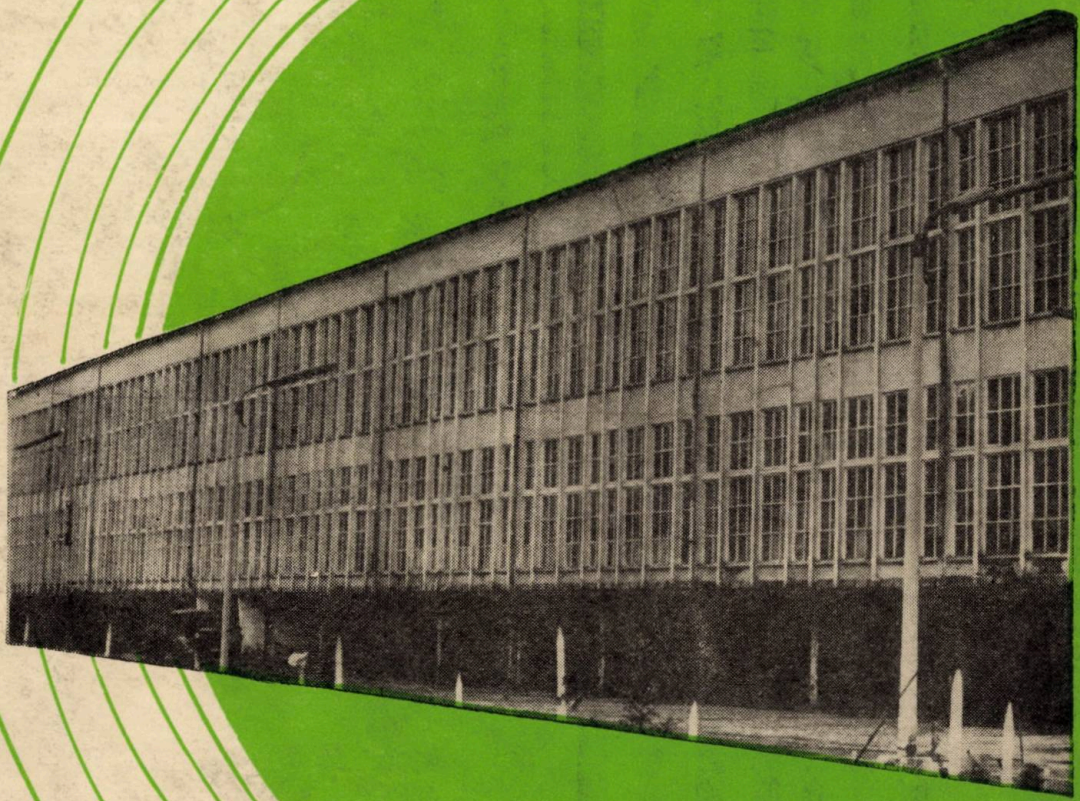
INTREPRINDEREA MINIERĂ



PLOIEȘTI

1968 NOV 22

COMBINATUL MINIER BAIA MARE



BAIA MARE

E 1433

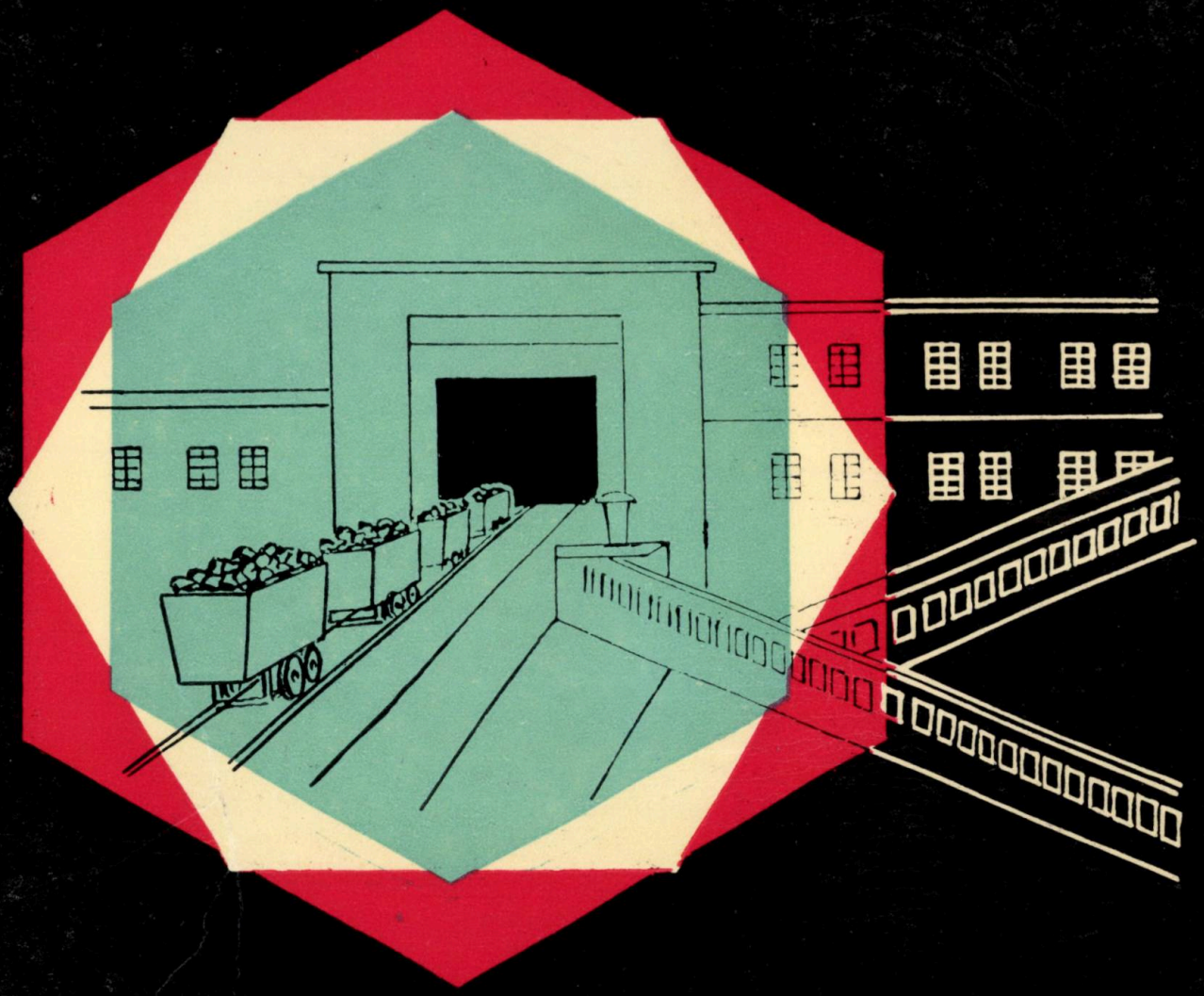
11

VOLUMUL XIX

1968

NOIEMBRIE

REVISTA MINELOR



COMBINATUL MINIER BAIA MARE

E 1433

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1063

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 11 1968

CUPRINS

Mănescu, D.	**Stadiul actual şi dezvoltarea în perspectivă a exploatărilor la zi a zăcămintelor de cărbuni (I)**	461—468
Grosu, A.	**Cîteva aspecte actuale privind eficienţa lucrărilor geologice pentru minereuri neferoase** . .	469—473
Covaci, St., Popescu, A. şi Onac, G.	**Studiul posibilităţilor de extragere a rezervei de substanţă minerală utilă mobilizată în pilierul de siguranţă al puţului nr. 3 lentila I între orizonturile 300—324 m la E. M. Altîn-Tepe**	474—479
Mihăilescu Lidia şi Tulliu, D.	**Utilizarea poliacrilamidei la epurare apelor reziduale provenite din industria carboniferă**	480—485
Suru, V.	**Evaluarea industrială a zăcămintelor de azbest crizotil în timpul lucrărilor de explorare preliminară**	486—489
Mîrza I. şi Karamata, S.	**Magmatitele ultrabazice din R.S.F. Jugoslavia cu principalele zăcăminte şi mineralizări legate de ele**	490—498
Georgescu Elena şi Pangalos, A.	**Aparatul Cendre X analizator electronic de cenuşă din cărbunele spălat destinat cocsificării**	499—501
ŞTIRI		

COMITETUL DE REDACŢIE

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. dr. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

OMSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1863

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 11 1968

Stadiul actual şi dezvoltarea în perspectivă a exploatărilor la zi a zăcămintelor de cărbuni (I)

Ing. D. Mănescu

Cu toate că în istoria omenirii primele exploatări de materii prime au fost cele la zi, o dată cu creşterea necesităţilor şi dezvoltarea mineritului exploatările subterane au devenit şi au rămas preponderente.

Totuşi, începînd chiar de la sfîrşitul secolului trecut, ponderea explotării la zi a cărbunelui în cariere a început să crească, ajungînd în prezent la valori destul de mari în producţia mondială.

Astfel, la huile, din producţia mondială de 1763 mil. tone, în anul 1966, circa 220 mil. tone se produceau în cariere.

În producţia de cărbune brun, care a realizat 754 mil. tone în anul 1966, 592 mil. tone se realizează în cariere.

Situaţia de ansamblu se poate urmări în tabelele 1 şi 2.

După cum se vede, din producţia totală a huilelor 12,5% este extrasă în cariere, iar la cărbuni bruni 78,5%. Socotind la suma tonelor brute extrase, producţia în cariere reprezintă circa 32,3%.

Dacă la huile în producţia din cariere predomină S.U.A. cu circa 149,0 mil. tone, ceea ce reprezintă 8,4% din producţia totală, la cărbunii inferiori pe primul loc se situează R. D. Germană cu 249,0 mil. tone sau 33% din volumul mondial.

Tabela 1

A. Pentru huile
(în mil. tone)

Ţări şi continente	Producţia de huilă anul 1966			Observaţii
	total	din cariere	%	
Anglia	177,4	7,0	0,4	
Franţa	50,3	0,5	0,1	
R. S. F. Jugoslavia	1,6	1,6	100	
U.R.S.S.	444,0	59,0	13,5	
Europa	1004,0	68,1	6,7	
S.U.A.	489,0	149,0	30	
Producţie mondială	1763,0	220,0	12,5	

Tabela 2

B. Pentru cărbuni inferiori
(cărbuni bruni şi ligniţi mil. tone)

Ţări şi continente	Producţie cărbuni inferiori		%	Observaţii
	Total	din cariere		
R.D. Germană	250,0	249,0	99,9	
R.F. a Germaniei	98,1	97,0	99,9	
U.R.S.S.	156,0	94,0	57,5	
R. S. Cehoslovacă	74,4	56,0	75,0	
R. P. Polonă	24,8	24,8	100,0	
Total Europa	708,2	566,0	80,0	inclusiv U.R.S.S.
Asia *)	16,3	—	—	fără U.R.S.S.
America	4,8	3,0	62,5	
Australia	24,7	22,7	93,0	
Producţia mondială	754,0	591,7	78,5	

*) Pentru Asia lipsesc date de detaliu privind China; pentru cărbunii bruni exploataţi prin cariere lipsesc date cu privire la India şi Republica Populară Democrată Coreeană. În acest mod s-ar putea ca datele de mai sus să nu fie absolut complete.

Totodată Europa realizează 75% din producţia mondială de cărbuni inferiori din care cei produşi în cariere reprezintă 80%.

Pentru a înţelege mobilurile unei asemenea dezvoltări, ce poate fi numită spectaculoasă, singura explicaţie este elementul economic, adică posibilitatea de a obţine şi valorifica în condiţii mai bune cărbunele extras din cariere decît cel din subteran.

Pentru huile — zăcăminte sedimentare de vîrstă mai veche aflate deci la adîncimi mai mari — posibilitatea exploatării unor strate mai subţiri, dar cu raport de descopertare ridicat (4,0—11,6 : 1), a fost realizată o dată cu consţia excavatoarelor cu cupă gigant şi cu depunerea directă în haldă (cupe de 30—150 m^3 şi lungimi de braţ de la 40—100 m).

Pentru cărbunii bruni — ligniţi formaţi în perioade mai recente — coeficienţii medii de descopertare sînt mai mici (3,2—3,8:1). Pentru a putea trece la valorificarea lor a fost de ase-

menea necesară întrunirea unor condiţii deosebite şi anume :

— construcţia de utilaje de mare capacitate de excavare, transport şi haldare a maselor sterile şi de cărbune rezultate din exploatare :

— valorificarea economică a cărbunilor inferiori în centrale termice cu randamente ridicate de ardere ;

— reducerea la minimum a cheltuielilor de transport a materiei prime prin construirea de complexe energo-miniere adică amplasarea centralelor în zonele de exploatare.

Aceste elemente principale au asigurat concurenţa cărbunelui brun faţă de alţi combustibili superiori, kWh produşi ajungînd în limitele aceloraşi costuri de revenire (0,02—0,03 DM/kWh).

Evident, nu trebuie neglijat faptul că lipsa de combustibili superiori, în anumite ţări sau zone, a fost de asemenea un factor care a influenţat dezvoltarea exploatării cărbunilor bruni.

La cele de mai sus, atît pentru huile, cît şi pentru cărbuni bruni, trebuie subliniate avantajele acestui sistem de exploatare, care îl fac de preferat subteranului pentru următoarele motive :

— posibilitatea mecanizării complete a procesului de producţie şi în mare parte automatizarea lui ;

— securitatea muncii asigurată în condiţii cu totul diferite de cele din subteran ;

— economia totală de lemn şi materiale de susţinere ;

— posibilitatea valorificării mai complete a zăcămintelor (practic neexistînd pilieri de siguranţă iar pierderile de exploatare fiind foarte reduse în comparaţie cu subteranul).

Stadiul actual al exploatărilor la zi şi dezvoltarea tehnologiei de exploatare ne permit să deosebim, în funcţie de condiţiile de zăcămînt, două tehnologii principale de exploatare şi anume :

A) Exploatarea cu excavarea prin lucrări cu explozivi aplicabil în genere zăcămintelor cu copertă formată din roci mai dure (gresii, şisturi etc.) şi cărbuni de constituţie dură, deci a zăcămintelor mai vechi, respectiv a celor de huilă şi cărbuni bruni superiori.

B) Exploatare prin excavare directă cu utilaje adecvate, aplicabile zăcămintelor cu coperte formate din roci moi (argile, marne, nisipuri) şi cărbuni de constituţie mai slabă, deci zăcămintelor mai tinere adică cărbunilor bruni inferiori.

Desigur că această încercare de clasificare şi generalizare nu se poate aplica mecanic la orice zăcămînt dar, în funcţie de condiţiile concrete, poate reprezenta un ghid pentru orientare.

Funcţie de cele două sisteme de exploatare arătate se pot delimita două metode de exploatare distincte şi anume :

a) metode de exploatare discontinue, valabile pentru sistemul A ;

b) metode de exploatare continue, valabile pentru sistemul B.

Întrucît operaţiile tehnologice la toate carierele se reduc la excavarea sterilului şi cărbunelui şi haldarea sterilului, pentru fiecare din metodele de exploatare descrise există utilaje de diferite tipuri, care se pot utiliza în funcţie de condiţiile locale.

În schema din tabela 3 se încearcă prezentarea sistematizată a celor de mai sus.

Delimitarea între cele două tipuri mari de tehnologii se stabileşte de la caz la caz existînd situaţii în care ele se combină, în funcţie de calitatea sterilului şi cărbunelui care se excavează.

Cele mai răspîndite tehnologii, în funcţie de consistenţa materialului de excavat, pot fi :

— Pentru steril foarte tare:

a — lucrări de împuşcare ;

b — încărcare cu excavator cu cupă de mare capacitate sau dragline de mare capacitate ;

c — depunere directă sau prin releu în haldă (unghi de taluz peste 35°).

— Pentru steril tare sau semitare:

a — excavare şi încărcare cu excavator cu cupă de mare capacitate sau draglină de mare capacitate ;

b — depunere directă sau prin releu în haldă (unghi de taluz peste 35°).

— Pentru steril semitare sau moale:

a — excavare cu excavator cu rotor sau cu lanţ şi cupe ;

b — transport cu benzi de transport sau cale ferată normală cu vagoane de mare capacitate ;

c — haldare cu abzeţer sau pod de haldare directă (numai pentru zăcăminte cu grosime constantă a copertei şi stratului de cărbune).

— Pentru cărbune foarte tare:

a — lucrări de împuşcare ;

b — încărcare cu excavator cu cupă de capacitate redusă (4—30 m^3) sau cu dragline de capacităţi reduse ;

c — transport auto (cu capacitate de 10—25 m^3).

— Pentru cărbune tare, semitare şi moale:

a — excavare cu excavatoare cu rotor sau elinde (la tăieri neselective) ;

b — transport cu benzi sau cu cale ferată normală cu vagoane de 50—100 t.

Mărimea şi limitele de variaţie ale caracteristicilor geometrice ale elementelor de construcţie cel mai des utilizate în cariere sînt redate în tabela 4.

Tabela 3

Schema generalizată a exploatărilor la zi pentru zăcămintele de cărbuni

Tip de zăcământ		A. Cu copertă din roci dure şi cărbune dur (prin generalizare huile şi cărbuni bruni superiori)	B. Cu copertă din roci moi sau semidure şi cărbuni de constituţie slabă sau semitari (prin generalizare cărbuni bruni, superiori sau inferiori)
Sisteme de exploatare		Sistem de exploatare cu explozivi	Sistem de exploatare cu excavare directă
Metode de exploatare		Metoda de exploatare discontinuă	Metoda de exploatare continuă
Operaţii tehnologice	Excavare steril şi cărbune	— Foraje, umplere cu exploziv împuşcare — Încărcarea cu : a) excavatoare cu lingură b) autoscrepere	— Excavare cu : a) excavator cu rotor b) excavator cu lanţ cu cupe (elinde) — Excavare şi transport cu autoscrepere
	Transport steril şi cărbune	— Cale ferată îngustă — Cale ferată normală — Auto	— Cale ferată îngustă — Cale ferată normală — Auto — Benzi de transport
	Haldare steril	— Cu pluguri — Cu screpere — Cu abzetere — Cu depunere directă	— Cu pluguri — Cu screpere — Cu abzetere — Cu pod de haldare directă

În ceea ce priveşte sistemele şi metodele de exploatare, precum şi a caracteristicilor geometrice de construcţie ale carierelor, în următorii zece ani nu se întrevăd modificări esenţiale.

În funcţie de creşterea capacităţilor de producţie, respectiv de creşterea în dimensiuni ale utilajelor de excavare, este posibil ca înălţimea medie a treptelor de exploatare să se modifice, tinzînd şi la roci mai slab consolidate către 30 m.

Tabela 4

Specificaţie	Pentru roci şi cărbuni duri (consistente)	Pentru roci şi cărbuni moi (mai puţin consistente)	Observaţii
Înălţimea treptelor de excavare, m	8—40 medie 30	8—40 medie 20	Acest element este în funcţie şi de capacitatea carierei
Unghiul de taluz mediu front excavare, N°	60—70	10—12	
— pe treapta		35—50	La cărbune pînă la 70°
Unghiul de taluz mediu haldare, N°	35°	8—11	
Unghiul de taluz definitiv, N°	45°	18—25	

Pe baza tendinţelor generale economice în privinţa dimensiunilor carierelor şi a capacităţilor de producţie, se pot aştepta creşteri importante ale indicelui de concentrare a producţiei şi anume :

a) Pentru huile (tabela 5).

Producţia medie pe carieră atinge în prezent 2 mil. tone/exploatare în U.R.S.S., 0,1 mil. tone/exploatare în S.U.A. şi în restul Europei 0,2 mil. tone/exploatare. În privinţa acestui indice nu se întrevăd schimbări esenţiale în următorii zece ani.

Nu dispunem de toate datele necesare însă se poate presupune că în 1976, în Europa producţia de huile din cariere va stagna la nivelul actual aproximativ, cu excepţia U.R.S.S. care va creşte probabil în jur de 100 mil. tone.

În S.U.A. se întrevede de asemenea o creştere de producţie cu circa 20%, concomitent însă cu înrăutăţirea raportului steril : util. Acesta va trebui compensat din punct de vedere economic, prin măsuri de ordin tehnic. Din datele din tabelă rezultă o încercare de concentrare a producţiei, coeficientul respectiv pe carieră urmînd să crească la 0,135 mil. tone/exploatare, respectiv cu 35% în S.UA. De asemenea în Iugoslavia coeficientul de concentrare va creşte de la 0,32 mil. tone/exploatare la 0,64 mil. tone/exploatare.

În privinţa adîncimii carierelor de huilă se menţionează că deşi în prezent media se pre-

Tabela 5

Țara	Număr de exploatări		Producția de cărbuni, mil. tone		Excavare steril, mil. m³		Raport mediu steril : util	
	1966	1976	1966	1976	1966	1976	1966	1976
Franța	2	2(?)	0,5	0,5	3		6 : 1	
Anglia	35	35(?)	7,0	7,0	81		10,5 : 1	
RSF Jugoslavia	5	3	1,6	1,9	7		4,4 : 1	
U.R.S.S.	28		59,0	100,0(?)	219		3,7 : 1	
Europa	70		68,1	109,4(?)	310	circa 500	4,5 : 1	4,5 : 1
S.U.A.	1 470	1 540	149,0	208	1 100	1 750	7,3 : 1	8,4 : 1

Tabela 6

Țara	Număr de exploatări		Producție de cărbuni, mil. tone		Excavații steril, mil. m³		Raport mediu steril : util	
	1966	1976	1966	1976	1966	1976	1966	1976
R.D. Germană	50	50	249,0	275,0	870,0	1450,0	3,5 : 1	5,25 : 1
R.F. a Germaniei	19	15	97,0	110,0	231,0	275,0	2,4 : 1	2,5 : 1
U.R.S.S.	42	48(?)	94,0	150(?)	367,0	600,0	3,9 : 1	4,0 : 1
R.S. Cehoslovacă	24	19	56,0	76,0	142,0	264,0	2,5 : 1	3,5 : 1
R.P. Polonă	6	6	25,0	36,0	68,0	131,0	2,7 : 1	3,7 : 1
R.P. Bulgaria	5	7	22,0	45,0	70,0	180,0	2,1 : 1	4,0 : 1
R.S.F. Jugoslavia	5	7	7,0	22,0	14,0	43,0	2,0 : 1	2,0 : 1
R.S. România	3	5	1,0	13,0	3,0	60,0	3,0 : 1	4,6 : 1
Grecia	1	3	4,0	12,0	12,0	35,0	3,0 : 1	3,0 : 1
Rest Europa	16	17	11,0	24,0	51,0	102,0	4,6 : 1	4,3 : 1
Europa	171	177	566,0	763,0	1 828	3 140	3,3 : 1	4,1 : 1
Asia	—	—	—	—	—	—	—	—
America	5	—	3,0	10,0	10,0	30,0	3,3 : 1	3,0 : 1
Australia	—	—	22,7	30,0(?)				
Total general	—	—	591,7	803,0				

zintă între 20—50 m cu un vîrf de 100 m, în următorii 10 ani se prevede în U.R.S.S. deschiderea unei exploatări care va atinge 700 m adîncime.

b) Pentru cărbunii bruni (tabela 6).

Din tabelă rezultă că se așteaptă o creștere a producției mondiale de cărbune brun de circa 30%, pînă în anul 1976. Țările nominalizate în tabelă au prevăzute creșterile cele mai importante în următorii zece ani, cu excepția R. D. Germane și R. F. a Germaniei care proporțional vor depăși nivelul anului 1966 numai cu 10,5% respectiv 18,0%. De remarcat că în R. D. Germană se așteaptă o înrăutățire substanțială a coeficientului mediu de descopertă.

De altfel, în genere, acest indice în țările europene, inclusiv U.R.S.S. va fi mai defavorabil cu circa 20%, el avînd tendințe negative ; de asemenea în Cehoslovacia, Polonia, Bulgaria și România.

În privința mărimii carierelor în prezent există unități ce produc între 1,0—30,0 mil. tone/an, remarcîndu-se cariera Fortuna din R.F.G. cu circa 30 mil. tone/an capacitate de producție. În următorii 10 ani există însă premise să se creadă că în U.R.S.S. se vor deschide cariere care vor tinde către 50 mil. tone/an producție.

În prezent coeficientul de concentrare în medie în Europa este de 3,3 mil. tone/an/exploatare, evidențiindu-se R. D. Germană cu 5,0 mil. tone/an/ exploatare, R. F. a Germaniei cu 5,1 mil. tone/an/exploatare, R. P. Polonă cu 4,15 mil. tone/an/exploatare și R. P. Bulgaria cu 4,4 mil. tone/an/exploatare.

În anul 1976 coeficientul mediu de concentrare va crește la 4,3 mil. tone/an/exploatare, care în R. P. Polonă va atinge 6 mil. tone/an/exploatare, iar R. P. Bulgaria 6,4 mil. tone/an/exploatare.

Fenomenul de creștere a concentrării producției este în strînsă legătură cu înrăutățirea coeficientului de descopertare care, la rîndul său, este influențat de creșterea adîncimii de exploatare. În prezent această adîncime variază între 20 și 200 m, iar în viitor se va exploata pînă la 350—450 m.

Pentru țările din afara Europei dispunem de date puține și nu putem trage concluzii pe ele-

Tabela 7

Țara	Excavare discontinuă				Excavare continuă			
	excavatoare cu lingură		dragline		elinde		excavatoare cu rotor	
	1966	1976	1966	1976	1966	1976	1966	1976
Huile								
Franța	13	—	—	—	—	—	—	—
Anglia	84	—	25	—	—	—	1	1
R. S. F. Jugoslavia	—	—	—	—	—	—	—	—
U.R.S.S.	—	—	—	—	—	—	—	—
Europa (parțial)	97	—	25	—	—	—	1	1
S.U.A.	2 256	—	866	—	—	—	3	—
Cărbune brun								
R.D. Germană	nu dispunem de date							
R.F. a Germaniei	60	40	25	20	23	15	66	60
U.R.S.S.	1 031	—	231	—	24	—	30	—
R.S. Cehoslovacă	285	—	—	—	8	—	56	—
R.P. Polonă	37	—	6	—	14	—	27	—
R.S.F. Jugoslavia	61	77	61	80	1	—	7	—
R.S. România	16	16	5	12	—	—	—	11
Grecia	—	—	—	—	14	—	6	14
Rest Europa	41	—	62	—	—	—	12	
Total Europa	1 521		391		84		204	—
S.U.A.	—	—	—	—	—	—	1	—

mente cunoscute. De remarcat faptul că, deși S.U.A. dispun de rezerve foarte mari de cărbuni bruni, producția, atît cea actuală, cît și cea prevăzută pentru anul 1976 este redusă, cauza principală fiind volumul important de rezerve de combustibili superiori (gaze naturale, țiței, huile) care se exploatează în condiții foarte economice.

După cum s-a arătat la început, una din cauzele principale care au permis dezvoltarea carierelor de cărbune a fost construirea de utilaje de mare capacitate cu care s-au realizat mișcări de mase foarte mari în condiții economice.

Ținînd cont că pentru fiecare operație tehnologică există utilaje specifice, în cele ce urmează vom analiza pe grupe situația actuală precum și tendințele în construcția viitoare.

I. Excavarea cărbunelui și sterilului, după cum s-a arătat, se realizează prin sisteme de excavare discontinui și continui. Pentru sistemul discontinuu, utilaje principale sînt excavatoarele cu lingură și draglinele iar pentru sistemul continuu elindele (excavatoare cu lanț cu cupe) și excavatoarele cu rotor. Cu toate că nu dispunem de date privind numărul de utilaje de excavare care funcționează în R. D. Germană, în tabela 7 se pot urmări, pe genuri, numărul de excavatoare ce lucrează în prezent și vor lucra în viitor în țările europene și în S.U.A.

A. Pentru sistemul de excavare discontinuu unde excavatoarele cu lingură reprezintă utilajul conducător, este necesar a preciza că din totalul existent repartizarea pe capacitatea cupei este aproximativ cea din tabela 8.

a. Cele mai mari excavatoare cu lingură se fabrică în prezent în S.U.A. și au următoarele caracteristici principale :
capacitatea lingurii 100 m³, lungimea brațului 58 m, lungimea buzei de tăiere 35 m, greutatea 7 000 t, putere instalată 8 800 kW, capacitate zilnică 120 000 m³ realizabil în cicluri de 50 s cu condiția de funcționare de 20 ore/zi și coeficientul de utilizare a capacității lingurii $\eta = 0{,}8$

S-a construit și un excavator cu capacitatea lingurii de 140 m³ și greutate de serviciu 11 500 t. Există, de asemenea, un tip și mai mare cu capacitatea lingurii de 230 m³ și lungimea brațului de 120 m. Toate tipurile de excavatoare sînt prevăzute cu sistem de deplasare pe șenile.

La cărbunii bruni (lignit) excavatoarele cu lingură sînt folosite, în producție, în special în R. S. Cehoslovacă unde circa 40% din cărbunele extras se excavează cu acest tip de utilaj. Acest fapt a fost valabil și pentru Bulgaria, Polonia și România. În prezent însă și mai ales pentru viitor în ramura cărbunelui brun (roci semitari și moi) excavatoarele cu lingură se vor utiliza în principal pentru lucrări auxiliare.

Tabela 8

Țara	Mărimea cupei				Observații
	pînă la 3 m³	între 3–10 m³	între 10–25 m³	peste 25 m³	
Europa (fără U.R.S.S.)	500	120			
U.R.S.S.	200	800	4	1(+)	+ (circa 50 m³)
S.U.A.	1 500	700	100		

b. În privința draglinelor situația repartiției pe capacități este următoarea:

	Capacitatea grupei			
	până la 3 m³	între 3—10 m³	între 10—25 m³	între 25—50 m³
Europa	85	90	5	3
U.R.S.S.	—	151	73	—

În S.U.A. există 870 de dragline cu capacități de 4—9—15—25 și 60 m³. Caracteristicile tehnice ale celor mai mari dragline sînt: capacitatea cupei 60 m³, lungimea brațului 85 m, raza de lucru 83 m, adîncimea de excavare 46 m, greutatea în serviciu 5 000 t, putere instalată 7 500 kW. Cea mai mare draglină se găsește în statul Ohio—S.U.A. care are capacitatea cupei de 167 m³, brațul de 93 m și o greutate de 12 250 t.

Draglinele de capacități mici se deplasează pe șenile și sînt în genere acționate cu motoare Diesel.

Draglinele mari și foarte mari sînt pășitoare și sînt totdeauna acționate electric.

c. Tot în categoria utilajelor cu acțiune discontinuă pot fi socotite și screperele, moto-screperele și screperele remorci. În Europa ele se utilizează foarte rar ca utilaj tehnologic (Turcia și Anglia) în schimb în S.U.A. există 2 500 buc. de diferite tipuri de screpere, în funcțiune.

B. Sistemul de excavare continuu este reprezentat de cele două tipuri arătate mai sus.

a. Excavatoarele cu lanț cu cupe — elinde — (fig. 1), cu debite variind între 1 000 și 2 500 m³/h, au o greutate de serviciu de 500—2 500 t și o putere instalată de 700—2 500 kW. Acest tip de utilaj se fabrică în R. D. Germană într-o gamă de șase variante cu debite cuprinse între 800 și 5 500 m³/h, cupele avînd capacități de 250—2 240 l și cu înălțimi de lucru în sus și în jos între 10 și 32 m. Presiunea pe sol este în genere redusă (1—1,25 kg/cm²). Mai există o serie de cinci tipuri de elinde fabricate tot în R.D.G. denumite „pivotante" care au debite între 1 600 și 10 000 m³/h, cupele de 900—4 500 l și înălțimi de tăiere între 17 și 33 m.

Elindele se deplasează pe șine de cale ferată normală sau șenile cu mențiunea că în ultimul timp există tendința de a trece exclusiv către șenile.

Utilizarea acestui tip de excavator este legată de condițiile geologico-miniere în sensul că poate lucra în bune condiții în strate cu grosimi constante și relativ mari, orizontale și cu duritate redusă. Elindele se utilizează foarte bine împreună cu podurile de transport direct, ele executînd excavare în sus și în jos de pe același orizont de lucru la înălțimi egale.

Dezavantajele cele mai importante ale excavatoarelor cu lanț cu cupe sînt legate de faptul că nu pot excava selectiv și prezintă o mare uzură a lanțului și cupelor din cauza frecării. În genere sînt utilaje mai greu manevrabile și neelastice necesitînd, așa cum s-a arătat, condiții de zăcămînt speciale.

b. Excavatoarele cu rotor (fig. 2) în prezent ocupă primul loc ca utilaje cu tăiere continuă.

Producătorii principali sînt R. F. a Germaniei, R. D. Germană și R. S. Cehoslovacă. În ultimul timp s-au mai executat cîteva bucăți în U.R.S.S. și în Franța.

În R. F. a Germaniei se produc cinci clase de excavatoare cu capacități variind între 100 și

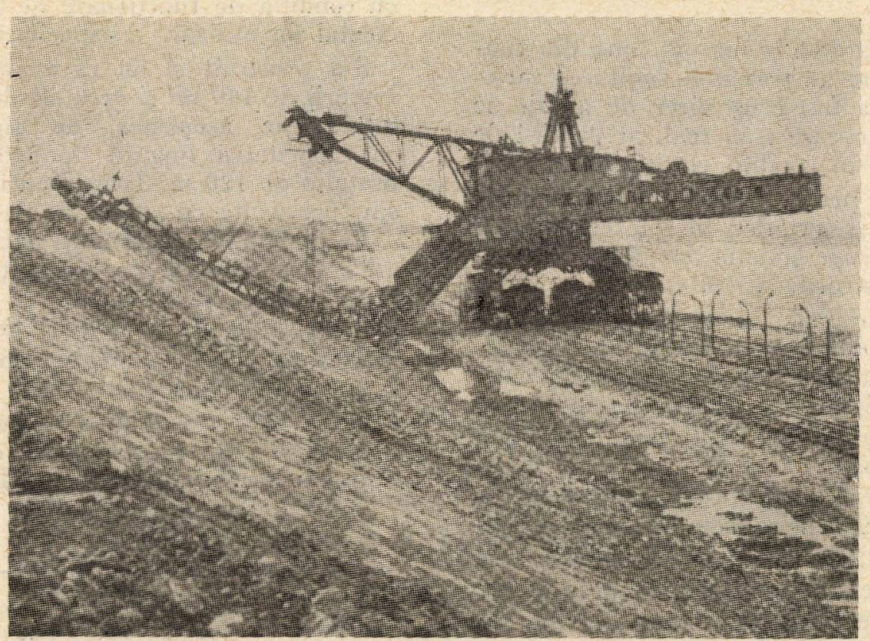


Fig. 1. Excavator cu lanț cu cupe (elindă).

5 000 m³/h, cu înălțimea de lucru între 9 și 50 m și cu puteri instalate între 250 și 10 000 kW.

În această țară lucrează în prezent 60 de excavatoare pînă la 1 500 m³/h cu cupe de 350 l și înălțimi de tăiere de 12 m în sus și 8 m în jos.

Deosebirile principale între tipurile de construcții de mai sus, în afară de capacități și înălțimile de lucru, mai constau din :

— Forța de tăiere a dinților cupei, exprimată în kg/cm dinte, determină posibilitatea folosirii excavatoarelor cu rotor în roci de struc-

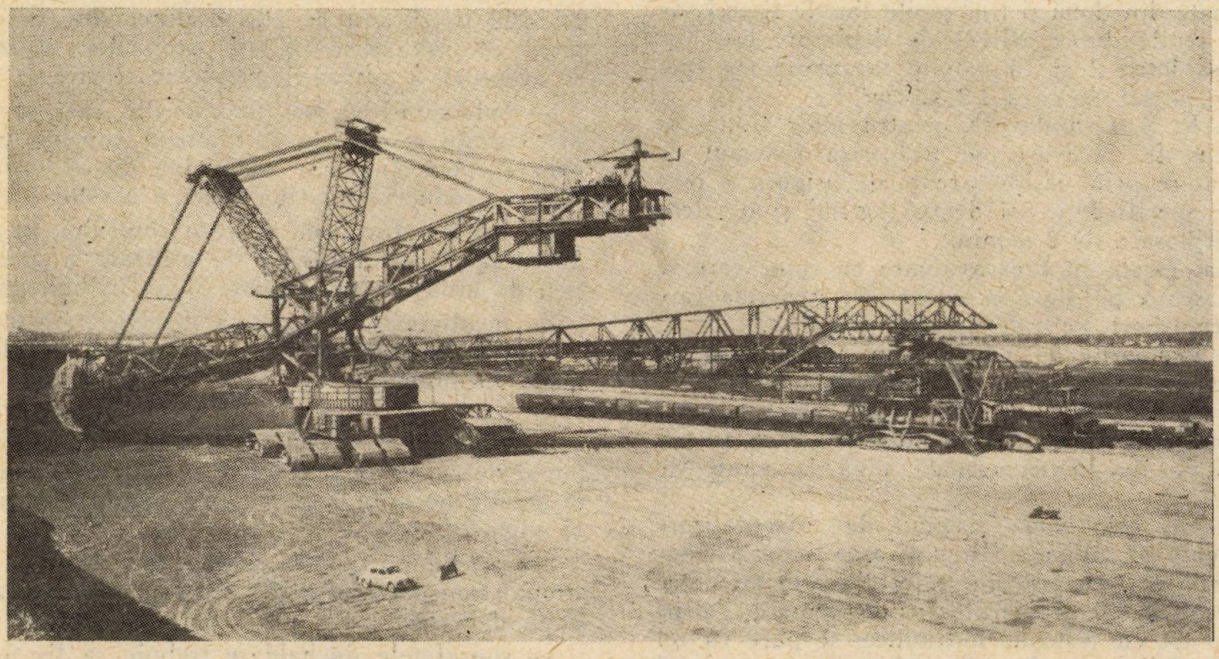


Fig. 2. Excavator cu rotor cu capacitatea cupei de 100 000 m³/zi.

Excavatoarele cu cupe de 700 l și debite de 2 500 m³/h sînt în număr de 23, iar cele cu debite de 4 000—5 000 m³/h cu înălțimi de tăiere între 30 și 40 m în sus și pînă la 10 m în jos, sînt în număr de 11 bucăți.

În R. D. Germană se află în lista de fabricație tot cinci clase de excavatoare cu capacități de excavare cuprinse între 100 și 4 700 m³/h. Înălțimea de lucru variază între 6 și 45 m, iar puterile totale instalate de la 85 kW la 5 650 kW (pentru clasa a IV-a). În prezent funcționează ca tipuri mari două excavatoare SRs 1 500 cu înălțimi de tăiere 35 m în sus și 15 m în jos.

În R. S. Cehoslovacă există două game de excavatoare cu rotor, seria K cu două tipuri : de 300 l și 800 l cupa cu debite de 800—1 500 m³/h și respectiv cu înălțimi de lucru de 15—24,5 m.

S-au executat, de asemenea, excavatoare seria KU cu forță de tăiere mărită (pînă la 120 kg/cm dinte).

Tipul KU 300 se află deja în exploatare, dezvoltînd capacități de 1 000—1 200 m³/h cu înălțime de tăiere de 19,6 m în sus și 5,5 m în jos, puterea instalată fiind de 2 300 kW, iar greutatea de lucru de 1 050 t. Tipul KU 800, aflat în fabricație, va avea capacitatea de circa 2 500—4 000 m³, înălțimea maximă de excavare de 32 m în sus și 6,3 m în jos.

tură mai tare sau în cazul cărbunilor bruni de structură xiloidă. Pe lîngă caracteristicile constructive ale cupei și dinților, pentru mărirea forței de tăiere la rotor se montează motoare mai puternice. Astfel, pentru tipul obișnuit SRs 470, fabricat în R.D.G., se utilizează un motor de 250 kW la rotor, care poate dezvolta o forță de tăiere de 60—80 kg/cm dinte. Pentru mărirea forței de tăiere se utilizează două motoare de 250 sau 200 kW, puterea instalată la rotor atingînd 400—500 kW și în acest mod se realizează o forță de tăiere de 120—150 kg/cm.

Tipurile KU 300 și KU 800, fabricate în R. S. Cehoslovacă, de asemenea pot dezvolta astfel de forțe de tăiere.

În R. F. a Germaniei se fabrică excavatoare cu puteri instalate la rotor mărite la orice tip de excavator, conform necesităților.

În mod obișnuit brațul tăietor (cel care susține rotorul) se execută în construcție metalică în zăbrele de lungime fixă. În cazurile în care deplasarea excavatorului se poate face foarte greu (vatra moale) se utilizează construcția telescopică a brațului.

Excavatoarele din R. S. Cehoslovacă sînt în general de acest gen de fabricație, din cauza condițiilor lor de zăcămînt. Greutatea totală a utilajului în acest caz depășește cu 20—35% construcția obișnuită.

De remarcat că pînă în prezent utilajele de foarte mare capacitate (100 000 m^3/zi) nu au fost dotate cu o asemenea construcție.

— Deplasarea excavatoarelor cu rotor se realizează în principal cu trenuri de șenile. În funcție de mărimea excavatorului, acestea pot fi formate din două și trei șenile simple și trei sau șase șenile duble. Viteza de deplasare este cuprinsă între 2 și 10 m/min, iar presiunea specifică pe sol de circa 1,2 kg/cm^2.

În R. S. Cehoslovacă, pentru noile tipuri de utilaje de excavare, se utilizează sistemul de deplasare prin păşire care poate asigura o presiune specifică pe sol de 0,5 kg/cm^2 și o viteză de deplasare de 2 m/min.

Mai există încă excavatoare cu rotor care se deplasează pe șine, în genere în carierele care au transport pe cale ferată normală.

— Pentru a da posibilitiate acestui gen de excavator să lucreze în terenuri înclinate (peste panta obișnuită de 1 : 20—1 : 25) există așa-numitele excavatoare cu orizontalizare care au posibilitate de lucru normală pînă la pante de 1 : 10.

Dintre cele două sisteme de orizontalizare existente și anume orizontalizarea suprastructurii utilajului cu pistoane hidraulice sau orizontalizarea numai a benzilor transportoare de pe brațe tot cu pistoane hidraulice, se pare că cel de-al doilea va fi aplicat în viitor, pe scară mai mare.

În prezent lucrează nouă excavatoare cu rotor cu orizontalizare.

— În privința brațului de descărcare, acesta poate fi extensibil sau fix în lungime sau poate permite descărcarea materialului excavat la $\pm$10—15 m față de orizontul de lucru. Acest gen de construcție a brațului se utilizează de preferință la clasele de utilaje mijlocii, mari și foarte mari. La clasele mici și foarte mici se întrebuințează de obicei un cărucior cu bandă deplasabil, ca utilaj conex, cu lungime totală între 45—60 m, care poate îndeplini funcția de prelungitor al brațului de descărcare.

În afară de excavatoarele cu rotor, în prezent în R. D. Germană și în R. F. a Germaniei se construiesc utilaje cu dublă funcție și anume brațul de descărcare cu lungime mare (100 m) servind ca depunător direct în haldă.

În perspectivă, problemele ce se pun construcției de excavatoare cu rotor sînt în principal :

— construirea unui tip mai mare de circa 200 000 m^3/zi, cea ce atrage după sine necesitatea reconsiderării calității oțelurilor utilizate și eventual a utilizării metalelor ușoare ;

— îmbunătățirea materialului din care se fabrică dinții și cuțitele de tăiere a cupelor, precum și perfecționarea metodelor de sudură în vederea reducerii uzurilor mari a acestor piese ;

— mărirea forței de tăiere a rotorului, în vederea lărgirii domeniului de utilizare a acestui gen de utilaj în alte roci și chiar în minereuri.

Se menționează în această direcție cercetările ce se fac în U.R.S.S., țară interesată în exploatarea zăcămintelor de huilă cu excavatoare cu rotor.

c. În U.R.S.S. și Anglia se mai utilizează sistemul de excavare hidraulică a sterilului. Această soluție necesită însă anumite condiții speciale și anume :

— sterilul să poată rămîne în suspensie în timpul transportului și să se separe rapid de apă după deversare ;

— suprafețele de haldare trebuie să fie mari pentru a permite depunerea în strate relativ subțiri, respectiv pentru a ameliora timpul de depunere ;

— sînt necesare cantități mari de apă.

Criteriul de rentabilitate important al acestui sistem de excavare-haldare este raportul între consumul de apă și cantitatea de steril transportată, indice în directă legătură cu consumul de energie.

În U.R.S.S., acest indicator are o valoare medie de 7,2 : 1 m^3 apă/m^3 steril. Se lucrează cu o presiune de 12—15 atmosfere, iar debitul mediu al instalațiilor realizate este 1,7 mil. m^3/an.

Avînd în vedere condițiile sus arătate, domeniul de aplicare a acestui sistem de excavare și transport este restrîns.

Cîteva aspecte actuale privind eficienţa lucrărilor geologice pentru minereuri neferoase

Ing. A. Grosu

Efortul financiar pe care este dispus să-l facă statul pentru cercetarea geologică a substanţelor minerale utile de care are nevoie în diferite ramuri ale industriei variază de la substanţă la substanţă, fără ca valoarea intrinsecă a substanţei să joace întotdeauna un rol hotărîtor. Factorul predominant care condiţionează volumul de cheltuieli ce se întreprinde pentru cercetarea unei anumite substanţe, îl formează gradul de folosire a substanţei respective în economia naţională. Ca atare, acţiunea de cercetare geologică se corelează strîns cu problemele economice ale statului şi deci poate suferi uneori fluctuaţii importante, determinate de schimbarea factorilor economici.

În cele ce urmează nu vom aborda problema eficienţii lucrărilor geologice în general deoarece, în funcţie de natura substanţei, se deschid aspecte variate şi complexe, ci ne vom limita (pentru a simplifica tratarea problemei) numai la eficeinţa lucrărilor geologice pentru minereuri neferoase.

Eficienţa lucrărilor geologice, adică efortul financiar depus pe unitatea de produs (tona de minereu) reprezintă un indicator cu ajutorul căruia se poate aprecia, cu o doză de relativitate însă, eficacitatea lucrărilor geologice în diferite etape de cercetare pe zăcăminte luate singular sau pe ansambluri de zăcăminte şi, în consecinţă statul, prin organizaţiile sale, poate face o dirijare şi repartizare a fondurilor. Privită prin această prizmă, eficienţa lucrărilor geologice joacă un rol important în orientarea cercetărilor geologice şi din această cauză trebuie găsite toate căile pentru creşterea ei continuă.

Îmbunătăţirea eficienţei geologice este strîns legată de doi factori principali :

— explorarea raţională a zăcămintelor ;

— reducerea preţului de cost al lucrărilor de cercetare.

A. *Explorarea raţională a unui zăcămînt* tinde către economii însemnate de volume fizice de lucrări şi implicit la micşorarea efortului financiar îndreptat pentru cercetarea zăcămîntului respectiv.

Pot apărea însă şi cazuri în care pentru a intra în domeniul explorării raţionale este necesar să se execute volume suplimentare de lucrări de cercetare. Această situaţie nu apare decît în cazul unei explorări incomplete. Volumele suplimentare de lucrări care le reclamă această explorare incompletă nu fac altceva decît să evite consumarea neeconomicoasă de fonduri în faza de mai tîrziu de deschidere şi pregătire a zăcămîntului.

Aşadar, explorarea raţională urmăreşte obţinerea, cu un minimum de lucrări geologice, a parametrilor de zăcămînt, cu ajutorul cărora să se poată stabili posibilităţile şi condiţiile de valorificare ale zăcămîntului respectiv.

O explorare raţională nu trebuie să neglijeze efectuarea în anumite etape a unor studii tehnico-economice preliminare. Aceste studii trebuie să nu permită desăvîrşirea activităţii de explorare, atunci cînd datele de zăcămînt culese pe parcurs duc la concluzii dezavantajoase privitoare la valorificarea acestuia.

Explorarea raţională presupune deci o cercetare metodică prin care zăcămîntul este afectat de etape succesive de lucrări : lucrări uşoare pentru fixarea obiectivului în prima etapă, urmate de lucrări din ce în ce mai grele şi mai costisitoare în etapele următoare. Aceste etape de lucru — prospecţiunea, explorarea preliminară, explorarea de detaliu — aduc precizări progresive asupra zăcămîntului şi culminează prin obţinerea unor parametri care, aşa după cum s-a mai arătat, permit valorificarea acestuia. Explorarea raţională are deci ca scop executarea unui volum minim de lucrări dar suficient pentru a reda cît mai fidel potenţialul minier al unui zăcămînt.

Dar explorarea raţională a unui zăcămînt, adică acel ansamblu de lucrări suficient pentru a-l caracteriza ca mărime şi conţinut, nu se poate efectua fără a avea cît mai bine precizată imaginea zăcămîntului în spaţiu şi a structurii geologice de ansamblu. Apare evident că lucrările

de cartări geologice şi de prospecţiuni trebuie efectuate la un nivel înalt pentru a se putea pune la îndemîna explorărilor hărţi geologice valoroase.

Este lesne de înţeles că la un zăcămînt a cărui poziţie spaţială este bine intuită, explorarea se poate dezvolta pe o reţea minimală de lucrări trasate sistematic.

Fără îndoială că precizări importante asupra formei zăcămîntului şi condiţiilor de mineralizare se obţin încă din primele faze de cercetare, pe baza studiului geologic de ansamblu, însă de cele mai multe ori poziţia şi modul lor de dispunere în spaţiu sînt determinate mai tîrziu pe baza unui volum mai mare sau mai mic de lucrări de explorare. Dacă zăcămintele filoniene în general nu pun probleme deosebite în ceea ce priveşte poziţia lor spaţială, în schimb zăcămintele de contact, stocurile şi mai ales zăcămintele cantonate în roci cristaline îşi trădează mult mai greu poziţia pe care o ocupă în spaţiu.

Cu cît caracterele — legile de dezvoltare — ale unui zăcămînt sînt stabilite mai devreme, cu atît şi înscrierea sa într-o reţea economică (minimal) de explorare se va face mai curînd. Deci un mijloc foarte important de ridicare a eficienţei geologice îl constituie cunoaşterea cît mai corectă şi cît mai devreme a particularităţilor, a formelor pe care le îmbracă zăcămintele. Aceasta trebuie să reprezinte un obiectiv principal în cadrul activităţii geologice de explorare. Pentru realizarea lui sînt necesare cadre geologice cu o temeinică pregătire teoretică şi practică. Este necesar ca geologii să cunoască cît mai multe zăcăminte de felurite tipuri pentru a putea face paralelizări şi asimilări corecte cu zăcămintele pe care le explorează. Pe această linie trebuie luate măsuri pentru desăvîrşirea pregătirii profesionale a cadrelor de geologi (cursuri de specializare, organizare de comunicări ştiinţifice, schimburi de experienţă în ţară şi în străinătate, biblioteci înzestrate cu ultimele noutăţi în acest domeniu, participarea la diverse congrese peste graniţă etc.).

Desigur că explorarea raţională în înţelesul clasic, presupune — după cum s-a mai arătat — o succesiune normală de lucrări astfel alese şi desfăşurate în timp încît să stabilească potenţialul unui zăcămînt cu cheltuieli cît mai puţine.

Cînd însă factori de ordin economic sau interese majore de stat intervin în fixarea unor termene scurte de punere în exploatare de noi mine sau pentru mărirea capacităţilor de producţie a minelor existente, nu mai apare raţional ca explorarea să se desfăşoare prea mult în timp cu respectarea duratei fiecărei etape de cercetare şi cu succesiunea normală a lucrărilor de explorare. În această împrejurare se sacrifică parţial sau uneori total etape de cercetare şi se caută în mod special ca lucrările de explorare să poată fi folosite în marea lor majoritate pentru exploatare, micşorînd astfel timpul de dare în exploatare. În acest caz se are deci în special în vedere ca lucrările de explorare să încline foarte mult în favoarea lucrărilor miniere şi se urmăreşte în mod deosebit ca amplasarea acestor lucrări, ansamblul lor să se suprapună cît mai mult posibil cu faze de deschidere şi eventual pregătire a zăcămîntului respectiv.

Această explorare care răspunde unor interese majore ale economiei naţionale poate fi denumită explorare raţională de conjunctură.

Este considerată raţională deoarece în condiţiile date ea reprezintă calea cea mai economică de evaluare a potenţialului respectiv.

Este considerată „de conjunctură" deoarece aduce în circuitul economic în timp util materia primă de care este nevoie şi care nu poate fi obţinută pe alte căi.

Explorarea de conjunctură reprezintă o formă de explorare care poate fi în vigoare perioade limitate de timp, adică atîta timp cît economia naţională nu poate să-şi procure în mod ritmic şi la preţuri convenabile materiile prime de care are nevoie.

Pentru aceste considerente explorarea de conjunctură are în vedere întotdeauna efectuarea acelor lucrări care, concomitent cu terminarea explorării, să aducă zăcămîntul cît mai aproape de faza de intrare în exploatare, adică punerea în valoare a unui zăcămînt să se facă într-un termen cît mai scurt.

Nu trebuie trecute cu vederea şi eventualele riscuri pe care le implică explorarea de conjunctură, riscuri care sînt cu atît mai mici, cu cît se dispune de un aparat de geologi bine pregătit profesional, care să fi văzut şi studiat zăcăminte cît mai multe şi mai felurite care cunosc structuri de zăcăminte cît mai variate şi care pot aprecia potenţialul acestor structuri.

Chiar în cazul unei explorări normale care respectă succesiunea etapelor de cercetare, aducerea unui zăcămînt prin lucrările de explorare într-o fază cît mai apropiată de exploatare într-un timp cît mai scurt, este astăzi o cerinţă arzătoare, o necesitate impusă de ritmul de industrializare socialistă a ţării noastre.

Odată însuşit acest punct de vedere, vom ajunge la cîteva concluzii interesante şi cu privire la lucrările de foraj, concluzii care neluate în considerare pot crea prejudicii economice importante. Astfel, forajul în covor folosit pentru promovarea rezervelor la categorii superioare nu mai apare indicat în explorarea zăcămintelor neferoase. În etapa actuală se impune ca explorarea să facă apel pe cît posibil la lucrări miniere. De aceea forajul care se mai foloseşte azi în explorarea zăcămintelor neferoase are principalul rol de a veni în ajutorul lucrărilor miniere de explorare, de a fixa cadrul şi orientarea judicioasă a acestora ca de exemplu :

— unde să fie centrul de greutate al lucrărilor miniere ;

— care să fie nivelele optime de explorare ;

— să îngăduie o sistematizare şi dirijare judicioasă a lucrărilor miniere etc.

Pentru obţinerea acestor elemente, forajul trebuie folosit la gabarite largi (300—600 m) eşalonate pe direcţia structurii şi uneori chiar transversale pe structură.

Subordonat mai apare necesar şi forajul subteran, fie intercalat în reţeau de lucrări miniere pentru promovarea rezervelor (în special pentru zăcămintele cu o poziţie orizontală sau apropiată de orizontală), fie pentru cercetarea în adîncime a mineralizaţiilor cu înclinare mare (amplasate de obicei de la ultimul orizont de lucrări miniere).

Această metodologie de explorare, adaptată condiţiilor economice actuale, elimină un volum important de lucrări de foraj şi scurtează timpul de dare în exploatare al zăcămîntului, protejînd cheltuirea unor fonduri importante şi obţinerea unor însemnate avantaje economice.

Apare evident că nu este normal să îmbrăţişăm soluţii de exploatare ieftine dacă acestea produc întîrzieri în valorificarea şi asigurarea la timp a economiei naţionale cu materia primă necesară.

Eficienţa aparent ridicată care rezultă din asemenea soluţii este falsă din punct de vedere economic deoarece :

— întîrzie faza de exploatare, ceea ce reprezintă un dezavantaj economic important ;

— dă naştere la executarea de volume suplimentare de lucrări, neoptîndu-se în procesul de explorare pentru acele lucrări care pot servi în acelaşi timp şi pentru deschiderea şi eventual pregătirea zăcămîntului.

În concluzie, o explorare care nu vine în sprijinul valorificării cît mai rapide şi cît mai ieftine a substanţei minerale respective este considerată necorespunzătoare şi nu trebuie aplicată, deoarece aduce prejudicii economiei naţionale.

Explorarea este o activitate care consumă fonduri importante şi pe obiective luate separat nu prezintă întotdeauna garanţia recuperării lor. Cu alte cuvinte, explorarea este legată de un risc iar sarcina geologului prin pregătirea şi încrederea ce i se acordă este de a micşora cît mai mult acest risc. Acţiunea de risc este legată în special de etapa de explorare preliminară.

În acelaşi timp însă, riscul este funcţie şi de structura geologică, care poate dispune de un potenţial minier mai mare sau mai mic.

În cadrul activităţii de explorare apar uneori şi obiective care nu pot să recupereze investiţiile întreprinse. Din această cauză este necesar ca judecarea eficacităţii explorării să se facă pe ansambluri, pe grupuri de obiective.

Manifestînd lipsă de curaj cauzată, fie de unele insuccese obţinute pe anumite obiective, fie datorită unei orientări economice insuficient formată se pot face uneori greşeli foarte grave în sensul că se poate frîna iniţiativa atît de necesară în activitatea de explorare. Şi nu este chiar aşa de greu de a cădea în această greşeală. După cum se ştie, explorarea prin specificul său pune geologul în situaţia de a angaja cheltuiri de fonduri foarte mari, ceea ce impune o mare elasticitate în felul său de gîndire şi de interpretare pe toată perioada executării lucrărilor.

Costul explorării unui obiectiv de metale neferoase se ridică de cele mai multe ori la zeci şi chiar sute de milioane lei.

Nu trebuie uitat însă că în acelaşi timp valoarea metalului dintr-un asemenea zăcămînt reprezintă sume foarte mari. Pentru exemplificare arătăm că, într-un zăcămînt modest de 1 000 000 t cu un conţinut de 1% Cu, valoarea metalului reprezintă circa 170 mil. lei, fără a adăuga şi valoarea altor elemente însoţitoare prezente întotdeauna într-un asemenea zăcămînt. Apare şi mai clar acum că geologul de explorare trebuie să fie înarmat cu o optică specială, cu scara de valori pe care o impune această activitate.

Tendinţele de stînjenire, de constrîngere a curajului profesional, au de cele mai multe ori repercusiuni nefavorabile asupra reuşitei lucrărilor de explorare.

Lipsa de perspectivă manifestată de geolog pe elemente puţin fundamentate duce la abandonarea cercetării unor regiuni sau zone care prezintă totuşi interes. Geologul trebuie să studieze cît mai bine terenul, să obţină elemente documentare cît mai numeroase, care să-i permită interpretarea cît mai judicioasă a regiunii şi luarea unor măsuri adecvate.

Această disciplină, acest mod de a înţelege activitatea geologică trebuie însuşit de cadrele largi de geologi care proiectează, execută şi coordonează lucrări de explorare geologică.

Crearea unei unităţi de opinii în această direcţie se va răsfrînge pozitiv asupra orientării lucrărilor geologice, contribuind la economii însemnate de fonduri.

Se cuvine să arătăm în continuare că instrumentul principal care fixează cadrul acestei orientări de care se simte nevoia în activitatea geologică de explorare este s t u d i u l t e h n i c e c o n o m i c d e e t a p ă.

Studiul tehnic economic este foarte important deoarece creează posibilitatea unui control economic al activităţii de explorare.

Ceea ce trebuia să dezbată şi să adîncească cu precădere un STE este în primul rînd latura geologică.

Pe acest suport geologic sînt apoi plantaţi ceilalţi factori — geografici, tehnici şi economici — care reglează intervalul în care se poate desfăşura o activitate de explorare rentabilă.

Ecuaţia de echilibru economic — ca o rezultantă a STE — are în vedere toţi aceşti factori şi este valabilă atîta timp cît factorii participanţi nu variază.

De aici rezultă că studiile tehnice economice sînt de obicei în vigoare perioade restrînse de timp, ele apărînd depăşite atunci cînd orientarea

economică se schimbă, cînd se introduc tehnologii noi moderne în procesul de explorare — exploatare, sau cînd, şi aceasta se întîmplă foarte rar, concepţia asupra naturii zăcămîntului suferă modificări esenţiale.

În concluzie, trebuie subliniat că întocmirea superficială a STE, fără aprofundarea tuturor aspectelor geologice, tehnice şi economice, poate crea orientări greşite cu repercusiuni negative în activitatea de explorări.

B. *Reducerea preţului de cost al lucrărilor de explorare* este al doilea factor care intervine în ridicarea eficienţei lucrărilor geologice.

Nu vom insista asupra căilor prin care se obţine reducerea preţului de cost în general, deoarece se găsesc expuse amănunţit în toate manualele de economie concretă. Ne vom referi însă la cîteva aspecte specifice activităţii de explorări geologice.

Vom lua în discuţie lucrările miniere şi lucrările de foraj care sînt cele mai uzitate mijloace de explorare şi deci pentru executarea lor se consumă cea mai mare parte din fonduri.

Privitor la lucrările miniere de explorare este ştiut că profilul de executare este limitat de instrucţiunile în vigoare la 5,44 m^2 pentru galerii, 4,66 m^2 pentru suitori etc. În anumite împrejurări respectarea acestor profile duce la consumarea de fonduri neeconomicoase.

Un prim caz îl formează zăcămintele mari pentru care se folosesc trasee lungi de galerii de ordinul a mai mulţi kilometri şi unde pentru a obţine randamente satisfăcătoare trebuie mecanizat transportul şi operaţiile de încărcare a materialului. Neluarea acestor măsuri va duce la mărirea preţului de cost al lucrărilor.

Mecanizarea transportului şi a operaţiilor de încărcare impune deci săparea lucrărilor la un profil mai mare decît cel prevăzut în instrucţiuni. Acest mod de lucru atrage după sine îmbunătăţirea randamentului, realizează o micşorare a preţului de cost şi asigură un ritm viu de execuţie, ritm impus de dezvoltarea mereu crescîndă a industriei noastre socialiste.

Este indicat deci ca acolo unde se poate anticipa existenţa unui zăcămînt de proporţii mari, lucrările miniere să se execute cu profile corespunzătoare pentru asigurarea transportului mecanizat.

Un alt factor care condiţionează profilul la care trebuie executate lucrările de explorare îl reprezintă timpul cînd este proiectată intrarea zăcămîntului în exploatare. În cazul în care timpul de intrare în exploatare este scurt şi deci nu mai este motivat ca lucrările miniere de explorare să fie părăsite, lucrările miniere principale care se preconizează că vor fi folosite în exploatare trebuie săpate la profilul cerut de proiectul de exploatare.

Chiar dacă influenţează negativ eficienţa lucrărilor geologice, săparea de la început a acestor lucrări miniere la profilul cerut de exploatare se impune, deoarece evită cheltuieli inutile de fonduri şi economiseşte timpul care l-ar fi cerut reprofilarea lucrărilor în cauză, grăbind astfel intrarea zăcămîntului în exploatare.

Creşterea volumului de lucrări de explorare în roci cristaline scoate în evidenţă în mod stăruitor un aspect negativ care generează cheltuieli neeconomicoase de fonduri şi care nu este încă complet înlăturat. Este vorba de lucrările miniere care se execută în roci cu plasticitate mare — roci grafitoase — sau traversează zone de tectonizare. În aceste împrejurări lucrările intră în presiune, iar susţinerea obişnuită chiar în desiş rezistă un interval foarte scurt de timp, după care trebuie înlocuită. Această înlocuire de susţinere se repetă de mai multe ori, pînă la restabilirea echilibrului local al rocilor. De multe ori se fac chiar galerii de ocol pentru a evita aceste zone de presiune. Schimbarea repetată a armăturilor măreşte foarte mult preţul de cost al galeriei pe porţiunea respectivă. De asemenea, aceste porţiuni reprezintă în mină puncte periculoase care se pot închide şi în caz că lucrarea este în fund de sac poate surprinde muncitorii în frontul de lucru. Înlăturarea acestor deficienţe se poate realiza numai prin susţineri speciale (în boltari, betonări etc.) care mai sînt considerate de unii tehnicieni că nu-şi au rostul în procesul de explorare.

La scara la care se desfăşoară explorările în momentul de faţă, utilitatea susţinerilor speciale nu mai trebuie pusă la îndoială, deoarece economiseşte fonduri, măreşte viteza de explorare şi asigură securitatea minei. În concluzie, susţinerile speciale trebuie puse de urgenţă în practică, deoarece ele sînt indicate chiar cînd explorările nu se vor solda cu punerea în exploatare a zăcămîntului.

Îmbunătăţirea eficienţei lucrărilor geologice se poate obţine şi printr-o concentrare şi intensificare a lucrărilor de explorare pe obiective bine precizate, obiective care se încadrează în structuri considerate de perspectivă.

Intensificarea lucrărilor presupune un volum mare de lucrări care se desfăşoară în ritm susţinut pe o perioadă de mai mulţi ani.

Volumul mare de lucrări justifică întotdeauna un sector de explorare bine dotat şi organizat.

În aceste condiţii de dotare şi organizare, rezultă o regie mică şi o mărire a vitezei de înaintare care atrag după sine scăderea preţului pe metru de lucrare şi deci explorarea se ieftineşte adică eficienţa creşte.

Concentrarea lucrărilor numai pe obiective mari are însă şi un revers neplăcut.

Acest sistem de lucru nu creează obiective noi de lucru pentru a asigura o continuitate în procesul de explorare. După epuizarea obiectivelor mari urmează o perioadă de cercetări geologice (cartări şi prospecţiuni complexe însoţite de lucrări uşoare), care are drept scop să evidenţieze

noi obiective. Această fază de cercetare durează de obicei un timp destul de îndelungat.

Dacă însă, concomitent cu explorarea obiectivului principal, se fac cercetări în zone adiacente, se pot identifica din timp noi obiective care vor prelungi activitatea de explorare în regiune.

Trebuie arătat că în unele cazuri fondurile dirijate în acest scop reprezintă uneori 20—30% din fondurile totale, fără să fie întotdeauna fonduri active, adică să furnizeze rezerve.

Acestor cercetări care trebuie făcute în paralel cu explorarea obiectivului principal trebuie să li se acorde întotdeauna importanța cuvenită.

În ceea ce privește lucrările de foraj trebuie arătat că ele se execută încă la un preț de cost destul de ridicat, iar în rocile cristaline, mai ales, nu au recuperaje corespunzătoare. Din aceste motive, deși forajele sînt indicate în multe cazuri, totuși ele se execută într-o măsură redusă.

Îmbunătățirea activității de foraj s-ar solda cu o creștere însemnată a eficienții lucrărilor geologice și de aceea trebuie folosite toate procedeele pentru redresarea sa.

Promovarea forajului la locul care-l merită în explorarea zăcămintelor de metale neferoase trebuie să fie un obiectiv principal pentru organizațiile de explorări geologice. Acest lucru nu se poate îndeplini fără :

— reducerea simțitoare a prețului de cost (în prezent 1 m foraj mediu tinde să coste cît 1 m galerie) ;

— îmbunătățirea regimului de foraj și a recuperajului.

Fără realizarea acestor deziderate, activitatea de explorare prin foraj pentru metale neferoase nu va înregistra progrese corespunzătoare și nu va aduce contribuția dorită în mersul activității de explorare.

În concluzie, oprindu-ne la aceste cîteva aspecte ale eficienței geologice pentru minereuri neferoase, trebuie reținut că :

— Nu se poate manifesta o atitudine pozitivă față de problema eficienței lucrărilor geologice dacă nu se ține seama de cadrul economic general în care se desfășoară lucrările. Acest cadru, în condițiile avîntului fără precedent al industrializării și perfecționărilor tehnice care au azi loc în lumea întreagă, se schimbă uneori la intervale foarte scurte.

— Cele mai însemnate avantaje economice rezultă dintr-o proiectare judicioasă, științifică a lucrărilor de exploatare, proiectare ce trebuie în mod obligatoriu conectată cu faza de exploatare, cu interesele de valorificare a substanței minerale respective.

În activitatea de proiectare trebuie să se oglindească deci orientarea și concluziile studiilor tehnico-economice de etapă.

— O atenție mare se cuvine să fie acordată și fazei de execuție a lucrărilor de explorare. O dirijare judicioasă a acestor lucrări și un procedeu operativ de readaptare al lor pe parcursul execuției elimină, de asemenea, cheltuirea unor însemnate fonduri în mod neeconomicos.

Făcînd mențiunea că proiectarea și execuția lucrărilor de explorare la cel mai înalt nivel sînt strîns legate de gradul de pregătire al cadrelor și de o organizare adecvată a unităților de explorare, considerăm că am scos la lumină factorii esențiali asupra cărora, dacă se acționează pozitiv, pot aduce industriei extractive importante economii de fonduri.

Studiul posibilităţilor de extragere a rezervei de substanţă minerală utilă imobilizată în pilierul de siguranţă al puţului nr. 3 lentila I, între orizonturile 300—324 m, la E. M. Altîn-Tepe

Dr. ing. St. Covaci, ing. Al. Popescu şi ing. G. Onac

Extragerea într-un procent cît mai ridicat a rezervelor de substanţă minerală utilă este unul din factorii importanţi care influenţează apreciabil asupra eficacităţii economice a activităţii întreprinderilor miniere şi, în special, a lucrărilor de deschidere şi de pregătire. Pilierii de substanţă minerală utilă, destinaţi protejării diferitelor obiective importante de la suprafaţă sau din subteran, imobilizează o parte însemnată a rezervelor deschise şi deci sînt cauza unor efecte economice negative, astfel încît menţinerea unor asemenea pilieri trebuie hotărîtă în urma unei analize multilaterale, bazată pe observaţii şi încercări pe teren şi în laborator precum şi pe calcule tehnico-economice. În cele ce urmează se prezintă modul de rezolvare a unei probleme de acest gen, ivită la mina Altîn-Tepe din Dobrogea.

I. Prezentarea condiţiilor geologice-miniere

Zăcămîntul de pirită cupriferă de la Altîn-Tepe este reprezentat în principal prin patru corpuri lenticulare puternic dezvoltate şi prin o serie de lentile mici şi o zonă de impregnaţii extinsă în jurul lentilelor 1 şi 3. Lentilele păstrează în general direcţia formaţiunilor în care sînt cantonate şi a liniei de fractură Pecineaga-Camena (N 350°), fiind învelite în acoperiş şi spre flancul superior de şisturi sericito-cloritocuarţoase.

Înclinarea corpurilor de minereu este de aproximativ 80°S ; în acelaşi timp lentilele au o înclinare de-a lungul axei direcţionale de 25—45° spre E.

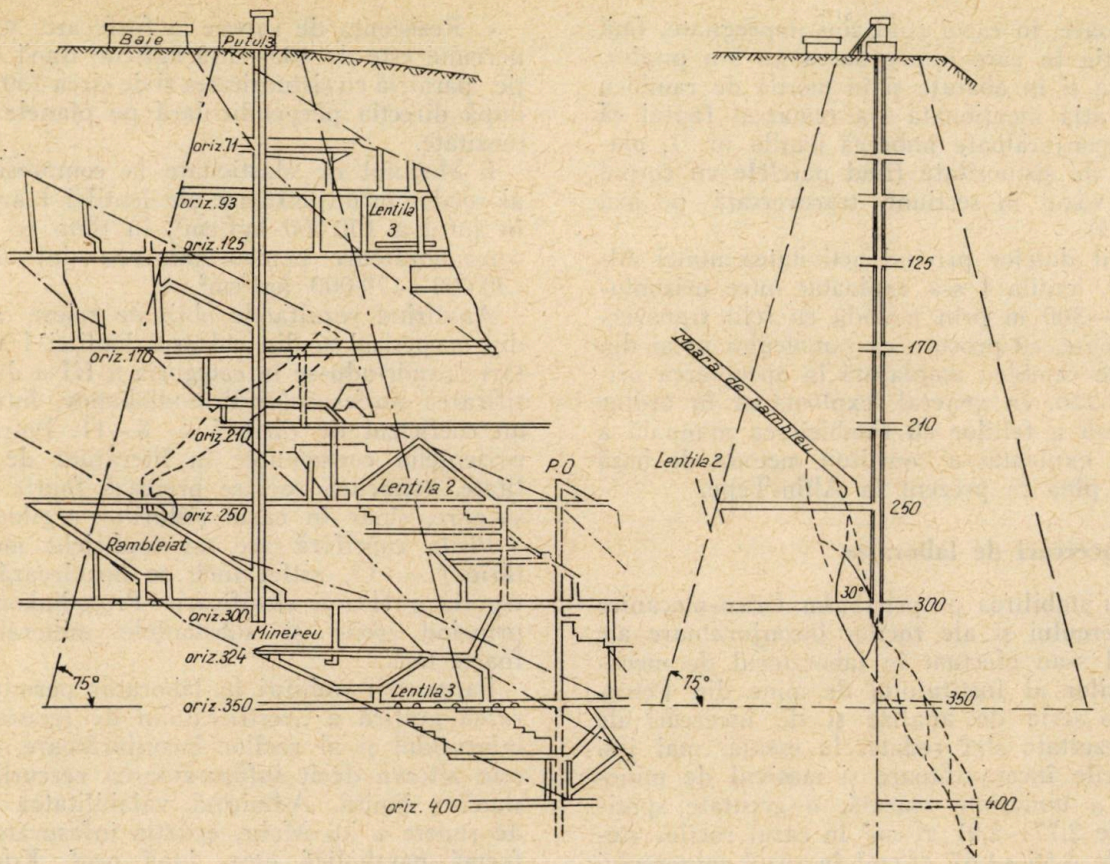
Pe lîngă forma variată, de la cea lenticulară subţire, pînă la o formă complicată, cu numeroase apofize, zăcămîntul prezintă frecvent torsionări, fracturi şi oglinzi de frictiune.

Principalele minerale utile sînt pirita şi calcopirita, la care se adaugă şi magnetita. Minereul prezintă structuri şi texturi diferite, în funcţie de condiţiile genetice variabile şi de transformările suferite ulterior. În general, sub zona de oxidaţie, pe măsura creşterii adîncimii, minereul devine compact, cristalizat, cu o structură grăunţoasă fin granulară, masa principală fiind formată din pirită. Textura variază şi ea de la textura mineralogică masivă la cea petrografică.

Geneza zăcămîntului este explicată în mod diferit de cele trei ipoteze admise în prezent şi anume : ipoteza sedimentară, ipoteza hidrotermală şi ipoteza injecţiei magmatice.

În ceea ce priveşte condiţiile hidrogeologice, se apreciază că în perioadele de primăvară şi de toamnă debitul apelor la orizontul 450 m atinge circa 400 $m^3/24$ h.

Exploatarea zăcămîntului s-a conturat în jurul lentilei I, care a fost şi este principala producătoare de minereu, atît datorită calităţii minereului, cît şi datorită rezervelor existente. Lentila I are o lungime medie pînă la 80 m şi o grosime pînă la 16 m, suprafaţa sa în planul orizontal fiind de ordinul zecilor şi chiar sutelor de metri pătraţi. Aşa cum reiese din figura 1, legătura între suprafaţa minei Altîn-Tepe şi orizontul principal de transport (250 m) se face prin puţul nr. 3, amplasat în acoperişul lentilei I şi care, la orizontul 300 m, se află în imediata apropiere a acestuia. Puţul are o formă dreptunghiulară cu trei compartimente, este susţinut în cadre de lemn şi deserveşte transportul producţiei, materialelor şi al personalului, aerajul şi alimentarea cu energie. Pentru protejarea puţului s-a prevăzut menţinerea unui pilier de siguranţă cu forma şi caracteristicile din figură, măsură care nu a mai fost ulterior respectată, întrucît s-a procedat le exploatarea integrală a lentilei I, între orizonturile 250 m—300 m, deşi acest lucru nu era permis. Pentru evitarea unor eventuale consecinţe, s-a considerat că este necesar să se renunţe la extragerea rezervei cuprinse între orizonturile 300—324 m, trecîndu-se în continuare la exploatarea lentilei sub orizontul 324 m.



Faptul că asupra puțului și asupra terenului acoperitor nu s-au exercitat fenomenele care au loc în mod obișnuit în asemenea cazuri după scurgerea unei anumite perioade de timp, cît și mărimea rezervei abandonate au impus stabilirea pe baze științifice a posibilităților de extragere a acestei rezerve.

II. Observații și cercetări efectuate pe teren

Observațiile și cercetările pe teren, urmărind totodată și hărțile topografice ale minei, au avut ca scop stabilirea influenței exploatării lentilei I sub orizontul 250 m asupra puțului nr. 3, asupra complexului de lucrări miniere înconjurătoare și asupra suprafeței de la zi, precum și evidențierea factorilor prin a căror conlucrare s-a ajuns la situația aceasta.

Astfel, s-a constatat o stare bună a puțului între suprafață și orizontul 250 cît și la orizontul 300, iar măsurătorile topografice au relevat perfecta verticalitate a axei sale, deși exploatarea lentilei I, în zona pilierului, a avut loc între anii 1953—1960. De asemenea, toate lucrările miniere situate în jurul puțului nr. 3 s-au menținut în stare bună, fără a se semnala deformări importante sau surpări, deși unele din ele s-au săpat cu circa 20 ani în urmă, fără a fi susținute. Controalele întreprinse în galeria situată sub orizontul 250, în planul înclinat dintre cotele 250 și 300 m, în lucrarea verticală din culcușul lentilei I, cuprinsă între cotele 300 și 324 m, în

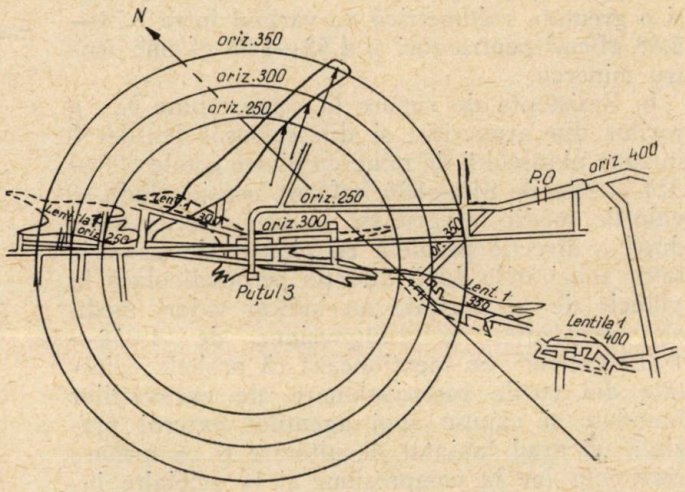


Fig. 1. Plan de situație a lucrărilor miniere de la mina Altîn—Tepe.

morile de rambleu săpate în acoperișul și culcușul lentilei etc. întăresc afirmația de mai sus și, asociate cu rezultatele observațiilor asupra stării puțului și a suprafeței, duc la concluzia că acestea nu au suferit deformări.

Cercetările desfășurate sub masivul de minereu dezvelit în anul 1961 la cota 324 m, prin extragerea ultimei felii care a rămas nerambleată, au scos în evidență integritatea planșeului de minereu dintre cotele 300—324 m, compactitatea și tăria mare a minereului și tăria relativ sporită a șisturilor sericito-clorito-cuarțoase în-

conjurătoare, în cazul cînd sînt impregnate, față de situația în care impregnarea nu s-a produs. La fel ca și în abataje și în morile de rambleu în excavația menționată s-a remarcat faptul că rocile înconjurătoare îmbracă lentila nr. 1, planele lor de șistuozitate fiind parelele cu corpul lentilei văzut în secțiune transversală pe axă (figura 5).

Potrivit datelor privind activitatea minei Altîn-Tepe, lentila I s-a exploatat între orizonturile 250—300 m prin metoda cu felii transversal înclinate, cu procurarea rambleului uscat din moara de rambleu amplasată în apropierea orizontului 250. În general, exploatarea în ordine ascendentă a feliilor cu rambleierea manuală a spațiului exploatat a constituit metoda de bază aplicată pînă în prezent la Altîn-Tepe.

III. Încercări de laborator

Pentru stabilirea proprietăților fizico-mecanice ale minereului și ale rocilor înconjurătoare ale lentilei I s-au efectuat în laboratorul de mecanica rocilor al Institutului de mine din Petroșani și o serie de analize și de încercări ale căror rezultate sînt redate, în esență, mai jos.

a. Rocile înconjurătoare și masivul de minereu au o umiditate scăzută, o greutate specifică γ de 2,77—2,91 gf/cm³ în cazul rocilor sterile și de 4,55—4,67 gf/cm³ în cazul minereului și o greutate volumetrică γ_a variind între 2,74—2,88 gf/cm³ pentru roci și 4,53—4,63 gf/cm³ pentru minereu.

b. Rezistența de rupere la compresiune δ_{rc} a rocilor din acoperișul și din culcușul lentilei I în zona planșeului de minereu dintre cotele 300—324 m este de 810—830 kgf/cm², considerîndu-se valorile medii înregistrate în urma solicitărilor după o direcție paralelă cu planele de șistuozitate ; solicitările după direcția perpendiculară la planele de șistuozitate au indicat valori medii ale rezistenței la compresiune de 1 050—1 110 kgf/cm². Se menționează că probele colectate din rocile înconjurătoare ale excavațiilor inundate și expuse apoi agenților externi prezintă un grad înaintat de alterare și ca urmare rezistența lor la compresiune și la celelalte încercări scade foarte mult (pînă la δ_{rc} = 150—450 kgf/cm² după o direcție paralelă cu șistuozitatea).

Rezistența de rupere la compresiune a minereului (a piritei) este cuprinsă între 1 600 și 1 900 kgf/cm².

c. Rezistența de rupere la tracțiune δ_{rt} a rocilor înconjurătoare ale lentilei I variază între 40 și 90 kgf/cm², în funcție de direcția solicitării față de planele de șistuozitate (paralelă sau perpendiculară), iar a minereului între 85 și 95 kgf/cm² și 120—170 kgf/cm².

d. Rezistența de rupere la încovoiere δ_r a minereului este cuprinsă între 250 și 350 kgf/cm², în medie 320 kgf/cm².

e. Rezistența de rupere la forfecare σ_{rf} a minereului este de 135—150 kgf/cm² după o direcție paralelă cu șistuozitatea și de circa 230 kgf/cm² după direcția perpendiculară pe planele de șistuozitate.

f. Modulul de elasticitate la compresiune E al rocilor înconjurătoare ale lentilei I are valori în jurul a 100 000 kgf/cm², în timp ce valorile corespunzătoare pentru minereu sînt de circa 130 000—170 000 kgf/cm².

Analizînd rezultatele obținute reiese că rocile din acoperișul și din culcușul lentilei I sînt roci tari, încadrîndu-se în categoria a III-a după clasificarea profesorului Protodiakonov, întrucît au un coeficient de tărie f = 8—11. Potrivit experiențelor consemnate în literatura de specialitate, asemenea roci se pretează foarte greu la surpare, chiar în cazul șisturilor argiloase.

Pirita cupriferă are un coeficient mediu de tărie f = 17, astfel încît se încadrează în categoria a II-a a clasificării Protodiakonov, cuprinzînd rocile și substanțele minerale utile foarte tari.

Parametrii stabiliți în laborator permit elaborarea grafică a „certificatului de rezistență" al minereului și al rocilor înconjurătoare, care nu este altceva decît înfășurătoarea cercurilor tensiunilor limită. Admițînd valabilitatea ipotezei de rupere a lui Mohr, ecuația înfășurătoarei de formă parabolică este, după prof. Kuznețov, :

$$\tau = \sqrt{c - f\sigma} = \sqrt{(R_t - \sigma)\left[2R_t - 2\sqrt{R_t(R_t + R_c)} + R_c\right]},$$

în care :

$c = R_t\left[2R_t - 2\sqrt{R_t(R_t + R_c)} + R_c\right]$ reprezintă forța de coeziune din planul de rupere ;

f — coeficientul de frecare din planul de rupere ;

$f = 2R_t - 2\sqrt{R_t(R_t + R_c)} + R_c$

τ — tensiunea tangențială din planul de rupere ;

σ — tensiunea normală pe planul de rupere ;

R_c — rezistența de rupere la compresiune ;

R_t — rezistența de rupere la tracțiune.

Aspectul înfășurătoarelor parabolice trasate pentru proba nr. 8, colectată din acoperișul lentilei I la cota 324 m, și pentru probele nr. 1—2 pirită, colectate din lentila I la aceeași cotă, este redat în figurile 2 și 3. În aceste figuri se observă că poziția centrului C al cercului osculator de vîrf al parabolei este tipică rocilor tari, cu o comportare elastică, afirmații cu care concordă de altfel și mărimea raportului $\frac{R_c}{R_t}$, care este mai mare decît 5.

IV. Concluzii privind posibilitățile de extragere a rezervei de minereu imobilizate în pilierul de siguranță al puțului nr. 3, lentila I, între cotele 300—324 m

a. *Starea de echilibru a rocilor*

Corelarea datelor geologice miniere și topografice cu observațiile, cercetările și încercările efectuate pe teren și în laborator permite să a-

firmăm că puțul nr. 3, precum și suprafața de la zi, nu au suferit deformări, deși de la terminarea ultimelor lucrări în interiorul perimetrului pilierului de siguranță al puțului s-a scurs o perioadă de timp depășind șase ani. Această situație se explică prin rezistența mare a șisturilor care alcătuiesc rocile înconjurătoare ale lentilei I, prin orientarea favorabilă a șistuozității față de lentilă, prin umiditatea scăzută,

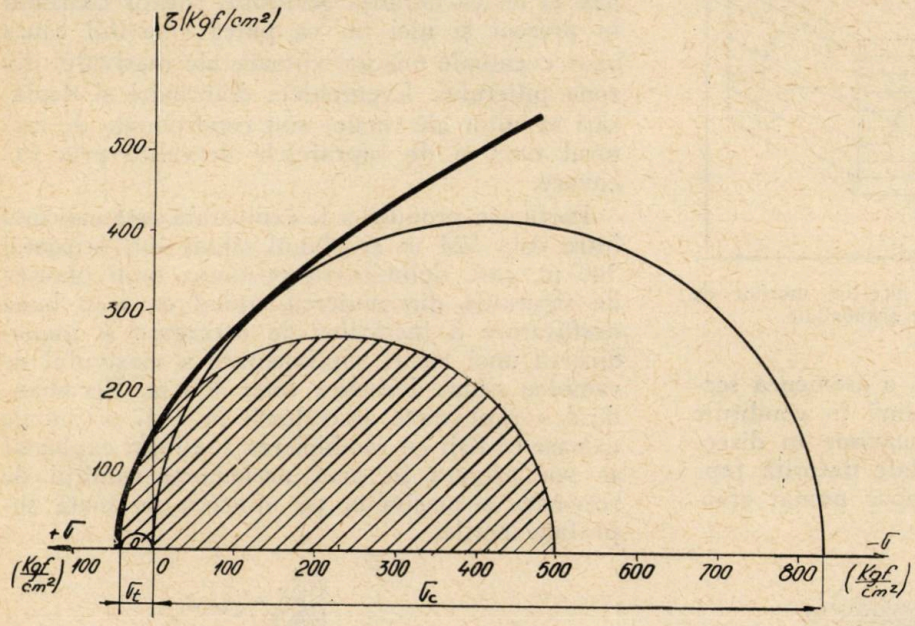


Fig. 2. Curba înfășurătoare a cercurilor tensiunilor limită pentru proba nr. 8.

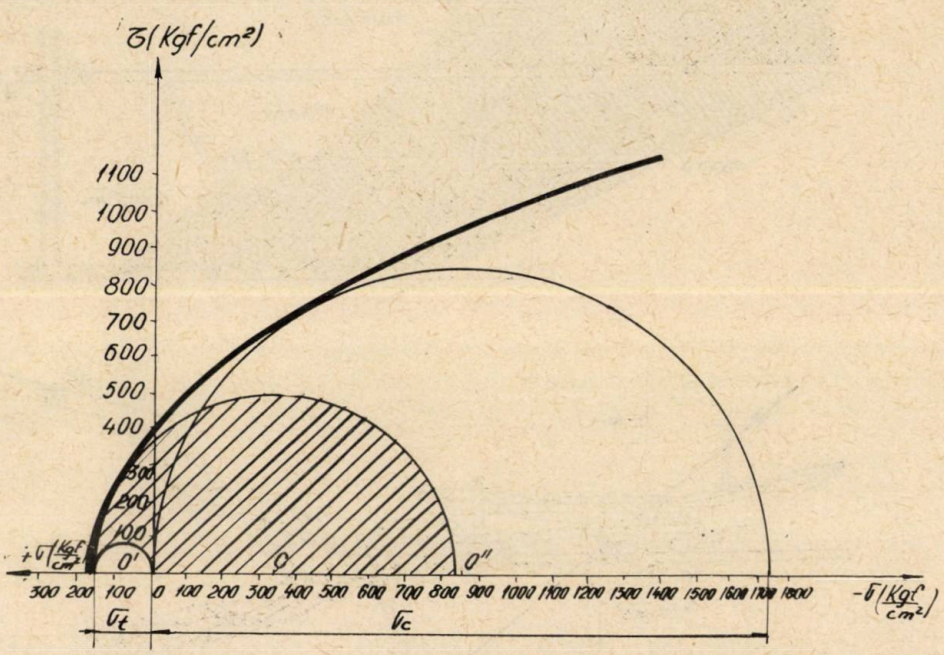


Fig. 3. Curba înfășurătoare a cercurilor tensiunilor limită pentru probele 1—2 pirită.

prin rambleierea totală a spațiului exploatat pe măsura exploatării și în special prin forma și orientarea secțiunii transversale a excavației. Menținerea stării de echilibru a rocilor nu poate fi atribuită neexploatării planșeului de minereu între cotele 300—324 m și nici desfășurării lucrărilor sub adîncimea de siguranță. Astfel, în cazul în care mișcarea rocilor în urma exploatării minereului din pilier deasupra cotei 300 și sub cota 324 ar fi avut loc, această mișcare nu putea fi oprită de planșeul de minereu abandonat. Analizînd problema adîncimii de siguranță H_s care se determină cu relația :

$$H_s = m \cdot k, \quad \text{m}$$

în care :

m este grosimea zăcămîntului, m ;

k — coeficientul de siguranță ;

rezultă că nu poate fi vorba de desfășurarea exploatării între cotele 250—375 m sub adîncimea de siguranță, deci fără riscul distrugerii puțului nr. 3 și a suprafeței de la zi, oricît de mici ar fi valorile ce se dau coeficientului de siguranță k.

Forma secțiunii transversale a excavației (lentilei), apropiată de cea a unei elipse avînd axa

mare orientată aproape vertical și raportul lungimii axelor de 3 : 1...5 : 1 și chiar mai mare, constituie împreună cu rezistența mare a rocilor principalii factori care determină stabilitatea complexului de lucrări miniere. Așa cum arată calculele analitice, precum și experiența acumulată în subteran și în laborator, o asemenea secțiune asigură o stabilitate deplină în condițiile manifestării presiunii miniere maxime în direcția axei lungi a elipsei, stabilitate datorită faptului că în pereții excavației apar numai eforturi de compresiune.

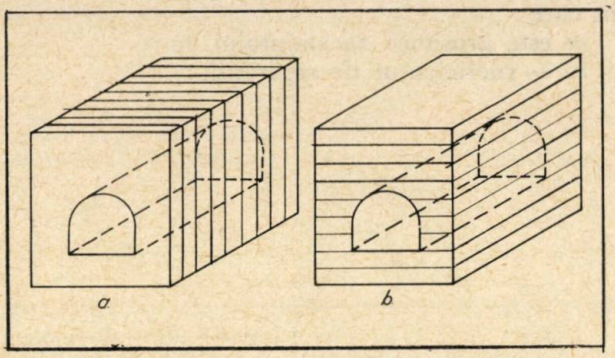


Fig. 4. Posibilități de orientare a direcției morilor de rambleu față de planele de șistuozitate.

Pe de altă parte, săparea morilor de rambleu într-o direcție perpendiculară pe planele de șistuozitate (fig. 4) din acoperiș a favorizat menținerea lor în bună stare, deși golurile astfel create însumează un volum considerabil ; în situația din figura 4 *a*, desprinderea șisturilor după planurile de șistuozitate este împiedicată, atît de forțele de coeziune, cît și de forțele de frecare, pe cînd în situația din figura 4 *b* deformarea rocii este împiedicată numai de forțele de coeziune dintre planurile de șistuozitate.

Argumentele sumar expuse mai sus îndreptățesc concluzia că exploatarea unei cantități din rezerva de minereu a lentilei I între cotele 300—324 m nu va deranja echilibrul rocilor constatat în prezent și nici nu va putea constitui cauza unor eventuale mișcări viitoare ale masivului din zona pilierului. Eventualele deformări și deplasări în viitor ale rocilor sînt condiționate de factorul timp și de suprafețele dezvelite prin excavare.

Porțiunea propusă a fi exploatată este cuprinsă între cota 324 m și planul situat sub orizontul 300 m, care delimitează grosimea unui planșeu de siguranță din minereu, avînd ca scop buna desfășurare a lucrărilor de extragere și împiedicarea unei tasări suplimentare a masivului de rambleu situat deasupra cotei 300 m. Recomandînd o exploatare ascendentă în felii orizontale extrase în fîșii cu rambleierea spațiului exploatat se vor asigura în mod permanent condiții de rezemare a masivului de minereu pe toată suprafața lentilei.

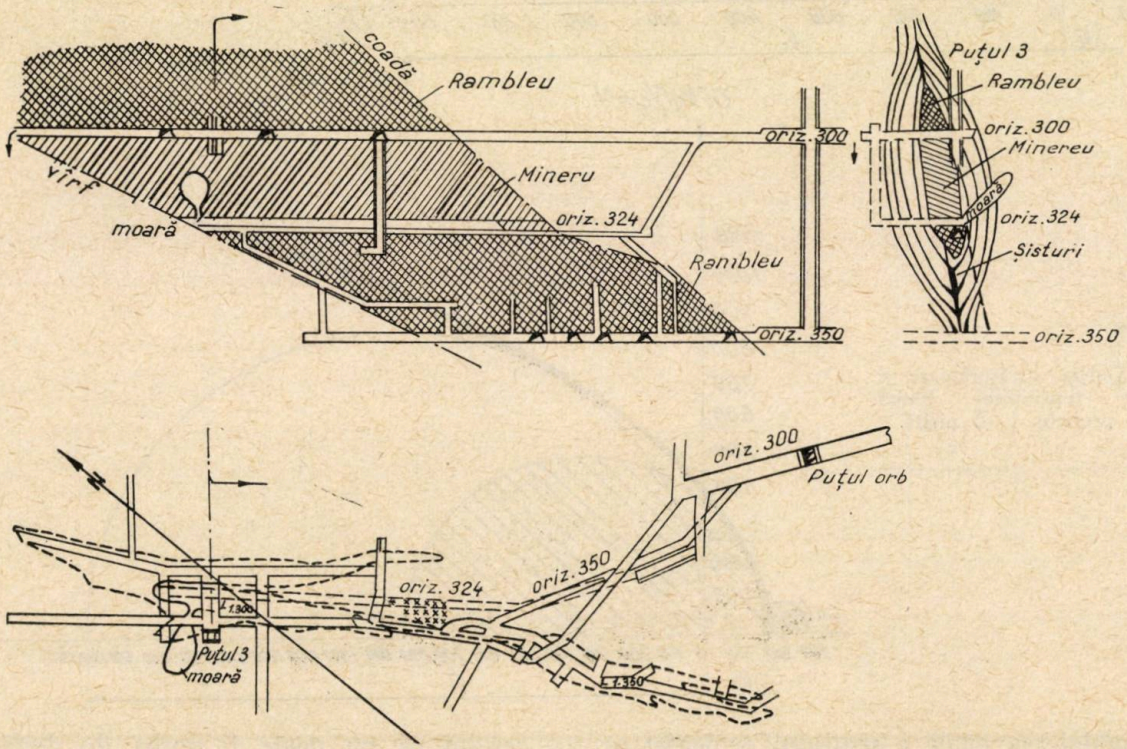


Fig. 5. Schița lucrărilor miniere executate la orizonturile 300—350 m.

b. *Dimensionarea planșeului de minereu*

Întrucît prin observațiile pe teren și prin încercările efectuate în laborator s-a stabilit că forțele de legătură dintre minereu și roca încon-

jurătoare a zăcămîntului sînt foarte scăzute, planşeul de siguranţă de la orizontul 300 m nu poate fi considerat ca o placă încastrată. Ţinînd seama de faptul că metoda de exploatare ce se va aplica va fi cea ascendentă în felii orizontale extrase în fîşii, cu rambleierea spaţiului excavat, planşeul se dimensionează ca o placă simplu rezemată pe contur.

Înainte de a se trece la dimensionare se dau parametrii secţiunii orizontale a lentilei I la cota 300 m (fig. 5) :

— lungime, 92 m ;
— grosime maximă, 17 m ;
— grosime medie, 7,61 m ;
— suprafaţă, 700 m².

Plecînd de la ecuaţia plăcilor plane, ecuaţie ce constituie o sinteză a studiului static, geometric şi fizic :

$$\frac{\partial^4 w}{\partial x^4} + 2\frac{\partial^4 w}{\partial x^2 \partial y^2} + \frac{\partial^4 w}{\partial y^4} = \frac{p}{D},$$

în care :

W este săgeata plăcii într-un punct de coordonate x,y ;

p — sarcina distribuită pe placă ;

$D = \frac{m^2}{m^2-1} \cdot EI$ — rigiditatea la încovoiere a plăcii (rigiditatea cilindrică) ;

m — coeficientul de contracţie transversală,

se pot determina eforturile în placă dacă se cunosc sarcinile, condiţiile de rezemare şi ecuaţia

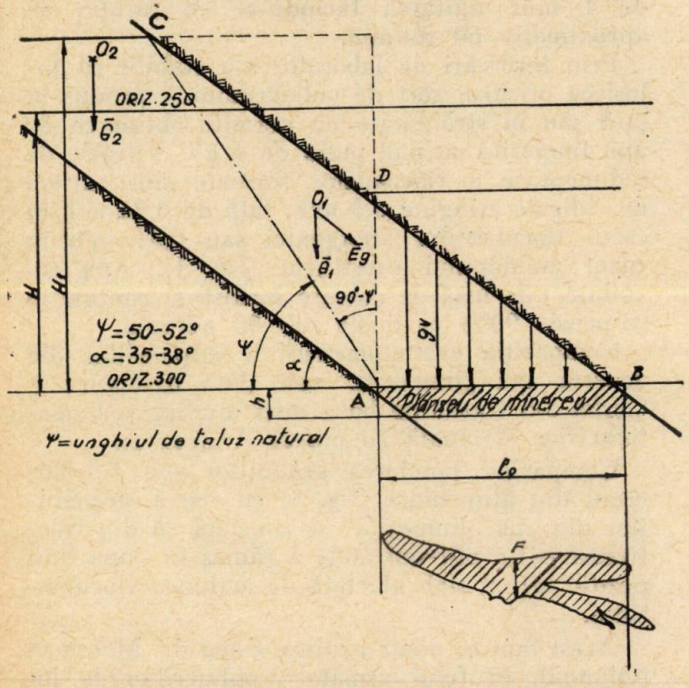


Fig. 6. Schema simplificată pentru dimensionarea planşeului de minereu.

analitică a curbei ce delimitează suprafaţa. Deoarece ecuaţia analitică a curbei de contur a plăcii nu se cunoaşte, se recurge la teoria grinzilor continue în domeniul elastic, constînd în secţionarea din placă a unor fîşii cu lăţimea egală cu 1 m şi calculul lor ca al unor grinzi.

Ţinînd seama că raportul dintre latura lungă şi cea scurtă a planşeului este mai mare decît 2, deci rigiditatea pe direcţia scurtă este suficient de mare faţă de rigiditatea pe direcţia lungă, calculul se face pe direcţia scurtă.

Pentru stabilirea încărcării pe placă se procedează la simplificarea figurii 5 obţinîndu-se schiţa din figura 6, din care reiese că asupra planşeului acţionează masa de rambleu cuprinsă între planul de taluz natural şi suprafaţa care delimitează zăcămîntul în zona ABC. Această acţiune se manifestă direct prin greutatea materialului de rambleu şi prin componentele normale ale forţelor de împingere care iau naştere în masa rambleului. Calculele destul de laborioase efectuate pentru situaţia prezentată permit să se aproximeze că asupra planşeului de minereu se exercită o sarcină uniform distribuită q = = 121,6 tf/m², valoare imprimînd dimensionării un caracter acoperitor.

Cunoscîndu-se încărcarea q şi rezistenţa admisibilă la încovoiere

$$\sigma_{at} = \frac{\sigma_{rt}}{C_s} = \frac{320 \text{ kgf/cm}^2}{5} = 64 \text{ kgf/cm}^2,$$

în care :

σ_{rt} este rezistenţa de rupere la încovoiere a piritei ce alcătuieşte planşeul, determinată prin încercările de laborator ;

C_s — coeficient de siguranţă ;

rezultă din calcul o grosime necesară a planşeului h = 6,5 m. Redimensionarea planşeului pentru sporul de încărcare, datorită greutăţii proprii a minereului, duce la găsirea valorii căutate a grosimii sale, h = 7,25 m.

Concluzii

În final se recomandă ca grosimea planşeului de siguranţă de la orizontul 300 să se ia de 7—8 m, respectîndu-se totodată şi o serie de măsuri care urmăresc menţinerea stării de echilibru a rocilor şi a complexului de lucrări miniere. Dintre acestea se impun :

— rambleierea puţului nr. 3 pe porţiunea dintre orizonturile 250—300 m, porţiune ale cărei funcţiuni sînt preluate în prezent de puţul orb ;

— umplerea golului reprezentat de moara de rambleu care se extinde pînă în culcuşul lentilei ;

— umplerea totală a sapţiilor excavate, pe măsura exploatării, folosirea unei susţineri corespunzătoare şi a unui rambleu de calitate bună.

Studiul efectuat în vederea rezolvării problemei practice ivite în activitatea minei Altîn-Tepe se soldează cu un rezultat pozitiv, stabilindu-se astfel posibilitatea recuperării rezervei de minereu dintre cotele 307—324 m, lentila I, cu un conţinut foarte bun de componenţi utili.

Utilizarea poliacrilamidei la epurarea apelor reziduale provenite din industria carboniferă

Ing. Lidia Mihăilescu şi ing. D. Tulliu

Apele reziduale provenite de la instalaţiile de preparare a cărbunilor din Valea Jiului, caracterizate printr-un conţinut ridicat de suspensii solide, au constituit principala sursă de impurificare a Jiului, prezentînd serioase dificultăţi în procesul de epurare.

Faţă de apele reziduale provenite de la instalaţii simliare din străinătate, apele reziduale din Valea Jiului prezintă unele particularităţi, parţial legate de geneza şi vîrsta zăcămîntului de cărbuni.

— Conţinut ridicat de material ultrafin argilos. Ponderea clasei < 10 microni în suspensiile solide se ridică la circa 60% în timp ce în bazinul Limburg (Olanda) această clasă reprezintă numai 39%, iar în bazinul Pas de Calais (Franţa) numai 17—30%.

— Conţinut ridicat de acizi humici: circa 3,5 g/l.

— Conţinut redus de săruri în apa folosită la spălare: circa 100 mg/l.

Aceste particularităţi ale apelor reziduale determină comportarea dificilă la epurare, în special a apelor reziduale de la Preparaţia Petrila.

Epurarea constă în reţinerea şi evacuarea la haldă a materialului solid aflat în suspensie în apele rezultate din procesul de spălare a cărbunelui, prin: limpezirea în decantoare, urmată de filtrarea îngroşatului decantoarelor, cu scopul de a obţine un material transportabil cu funicularul. Fineţea pronunţată şi conţinutul ridicat în argilă coloidală al suspensiilor determină obţinerea unor viteze de limpezire mici, în cazul cînd se lucrează cu coagulanţi anorganici şi chiar cu polielectroliţi naturali din familia amidonului. Îngroşatul care se obţine cu aceşti reactivi are un conţinut scăzut în solid şi se filtrează dificil. De aceea s-au efectuat încercări cu polimeri sintetici de tipul poliacrilamidei.

În laborator s-au experimentat, pentru limpezire, diferiţi produşi comerciali din import (Aerofloc, Purifloc, Praestol, Magnafloc, Sedomac, Separan, Sedipur etc.), în comparaţie cu coagulantul românesc poliacrilamida produsă de staţia pilot a Institutului Chimigaz. Conform datelor din literatura de specialitate s-a convenit cu Institutul Chimigaz asupra pregătirii unor probe de poliacrilamidă cu diferite grade de hidrolizare şi cu greutate moleculară 2—3.10 ^{6}. Cele mai bune rezultate în laborator s-au obţinut cu un grad de hidrolizare de 40%. Reactivul a fost livrat sub formă de soluţie 4% şi a fost diluat la 0,1% înainte de utilizare.

Încercările de laborator s-au efectuat în coloane de sticlă cilindrice cu înălţimea de 1 m, urmărind pe probe paralele efectuate în condiţii comparabile parametrii principali ai limpezirii: viteza de sedimentare (calculată după 10 minute, în condiţii de sedimentare liberă) şi volumul sedimentului tasat după un anumit timp. Timpul de condiţionare a reactivului în tulbureală a fost de 1 min, agitarea făcîndu-se cu turaţia de aproximativ 60 rot/min.

Prin încercări de laborator s-a stabilit că folosirea oricărui sort de poliacrilamidă produs în ţară sau în străinătate nu permite obţinerea de apă limpezită cu mai puţin de 4 g/l. Vitezele de sedimentare a flocoanelor formate sînt extrem de ridicate atingînd 3,5 m/h, faţă de 0,20 m/h în cazul floculanţilor anorganici sau 0,34 m/h în cazul amidonului caustificat (fig. 1). Apa rezultată este însă de culoare închisă şi conţine în suspensie 90% particule sub 30 microni.

Compoziţia granulometrică a suspensiilor din această apă „limpezită" este dată în figura 2. Curba s-a trasat pe baza unei analize sedimentometrice efectuată cu pipeta Andreasen.

Comparînd ponderea grăunţilor sub 1,5 microni din alimentare (fig. 3) cu cea a suspensiilor din apa „limpezită" se constată că din fracţiunea —1,5 microni 56% a rămas în „apa limpezită", fiind slab afectată de acţiunea floculantului.

Acest fapt se poate explica, după dr. Meerman (Olanda), în felul următor: poliacrilamida lucrează ca floculant prin formare de punţi între particulele în suspensie. Particulele coloidale din apele reziduale provenite de la preparaţii, fiind încărcate negativ, nu pot fi floculate cu reactivi anionici de tipul poliacrilamidei parţial hidrolizate, decît în condiţiile prezenţei în tulbureală a unor cantităţi relativ mari de cationi provenite

din sărurile dizolvate în apă. Acest lucru este ilustrat în figura 4 propusă de dr. Meerman care reprezintă conținutul mediu al unui micron cub din tulbureală desenat „la scară". Particula de argilă, avînd forma tabulară și suprafața de 1 micron pătrat, deși ocupă numai aproximativ 1% din volum, aproape vine în contact cu particulele învecinate. Figura arată stadiul inițial al formării floconului : cu ajutorul cationilor moleculele de polielectrolit încep formarea punților dintre particule. Moleculele de apă dintr-un micron cub (aproximativ de ordinul 10^{10}) nu au fost figurate în desen.

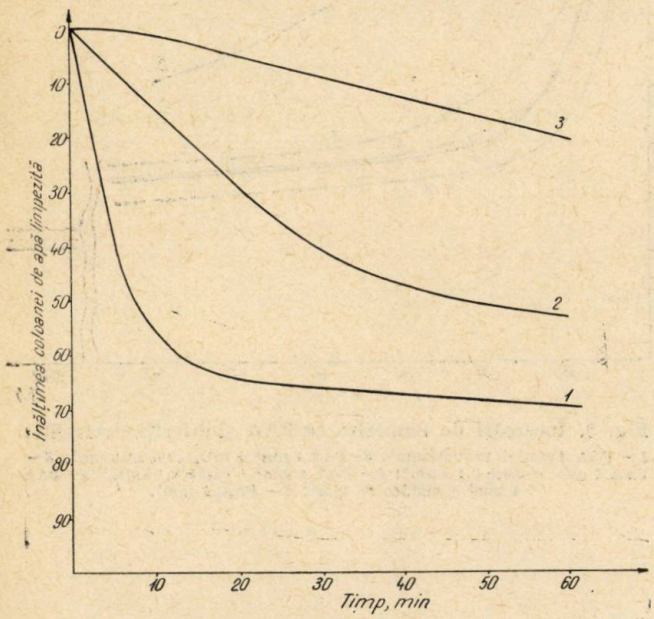


Fig. 1. Încercări de limpezire cu poliacrilamidă :
1 – poliacrilamidă 4 g/m³; 2 – amidon caustificat 66 g/m³; 3 – var 2 g/l

Lipsa cationilor proveniți din sărurile dizolvate în apă, în cazul special al apelor din Valea Jiului, determină ineficiența poliacrilamidei asupra particulelor coloidale, spre deosebire de alte bazine carbonifere la care prezența sărurilor dizolvate în apă permite ca prin simpla floculare cu poliacrilamidă să se obțină o apă limpezită practic curată (cu circa 0,5 g/l).

Obținerea unor rezultate similare la apele reziduale din Valea Jiului ar fi posibilă prin introducerea de cationi în tulbureală înainte sau concomitent cu dozarea poliacrilamidei.

S-au efectuat încercări de laborator cu adăugare de sulfat feros, sulfat de aluminiu, clorură de calciu, sulfat de calciu, var, clorură ferică etc. Adăugarea electroliților reduce însă considerabil viteza de limpezire și mărește volumul sedimentului tasat, așa cum se vede din figura 5. S-a încercat, de asemenea, folosirea în amestec a poliacrilamidei cu amidon caustificat. Aceasta a dus la scăderea consumului de poliacrilamidă aproape la jumătate. Apa limpezită cu amidon caustificat și poliacrilamidă este opalescentă. Concentrația de solid în suspensie variază, în funcție de natura alimentării, între 0,1—0,5 g/l. Limpezirea cu clorură ferică și poliacrilamidă, deși are loc cu viteze asemănătoare, este mai nesigură ; există cazuri cînd viteza de limpezire scade mult, iar coloana limpezită are conținutul ridicat de suspensii.

Comparația între eficiența poliacrilamidei românești produse de Institutul Chimigaz și produsele corespunzătoare livrate de firme străine

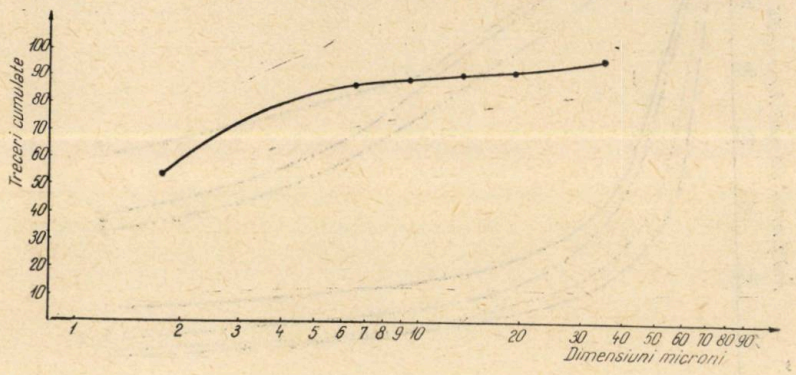


Fig. 2. Compoziția granulometrică a suspensiilor din apa limpezită cu poliacrilamidă — Preparația Petrila.

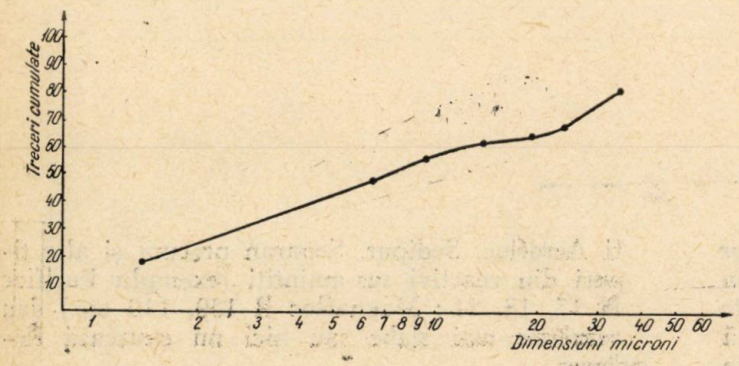


Fig. 3. Compoziția granulometrică a suspensiilor din apele reziduale — Preparația Petrila.

s-a efectuat cu aceleași doze de reactiv și în condiții absolut similare. În figura 6 sînt prezentate curbele de limpezire obținute cu doza de 2 g/m³ poliacrilamidă + 66 g/m³ amidon, iar în figura 7 curbele de limpezire obținute cu 4 g/m³ poliacrilamidă + 66 g/m³ amidon. Claritatea apei limpezite obținute în ambele cazuri cu poliacri-

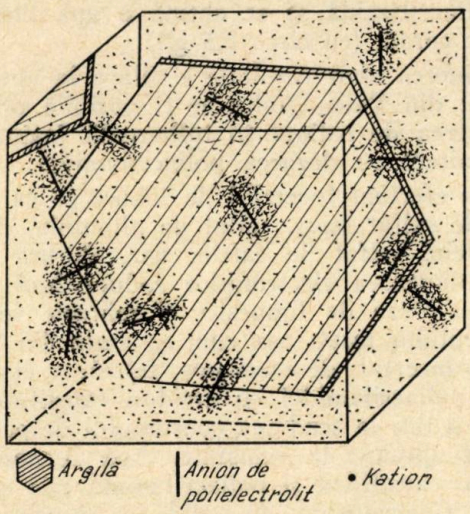


Fig. 4.

de cele mai bune sorturi de reactivi din vest cum ar fi produsul american Purifloc A 22, produsul german Praestol 2750 și produsul englez Magnafloc R 156. Celelalte produse din import cum ar

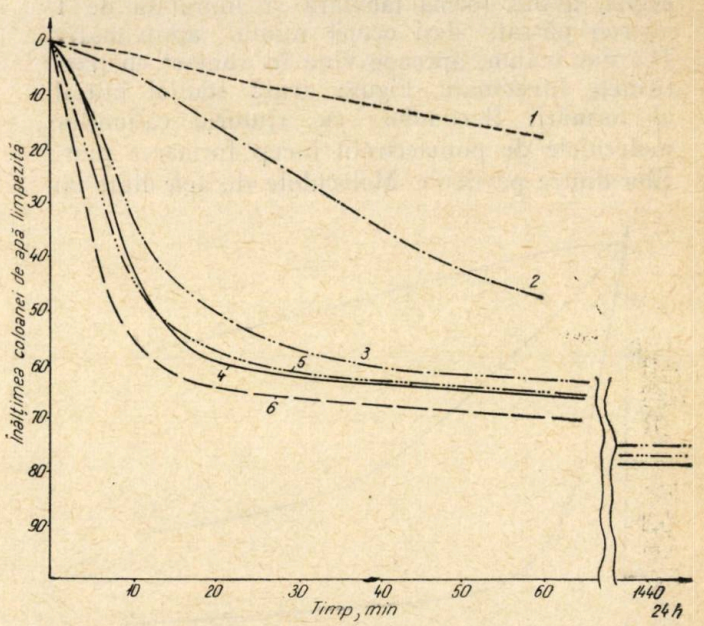


Fig. 5. Încercări de limpezire cu PAA și diferiți electroliți: *1* – PAA 4 g/m³ + var 0,2 kg/m³; *2* – PAA 4 g/m³ + $(SO_4)_3Fe_2$ 0,2 kg/m³; *3* – PAA 4 g/m³ + ipsos 0,1 kg/m³; *4* – PAA 4 g/m³ + Cl_3Fe 0,1 kg/m³; *5* – PAA 4 g/m³ + amidon 66 g/m³; *6* – PAA 4 g/m³.

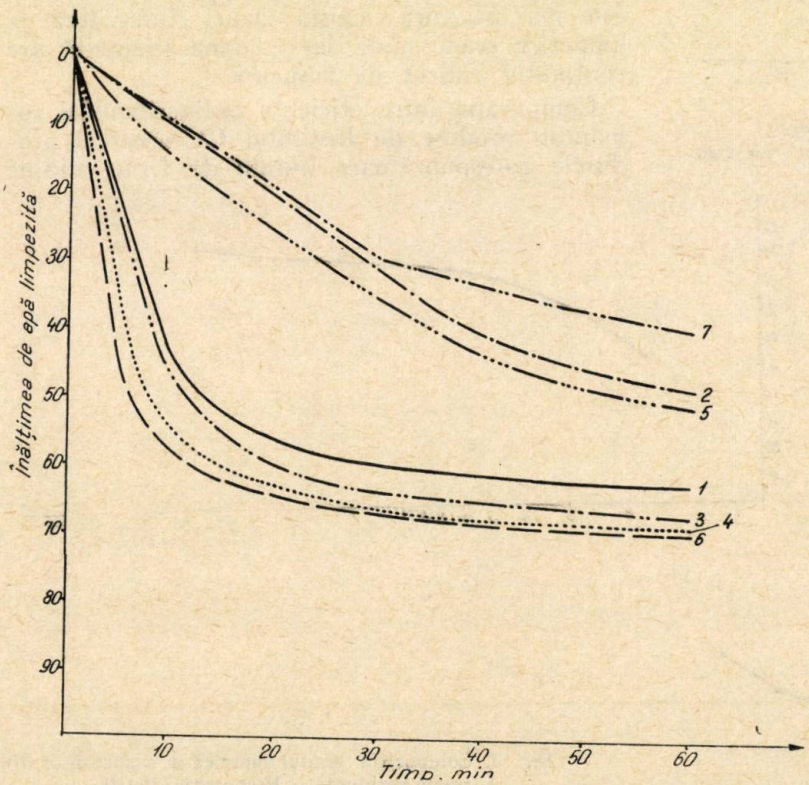


Fig. 6. Încercări de limpezire: *1* – curba de limpezire cu poliacrilamidă 2 g/m³ + amidon caustificat 66 g/m³; *2* – curba de limpezire cu Aerofloc 550 2 g/m³ + amidon caustificat 66 g/m³ *3* – curba de limpezire cu Praestol 2 750 2 g/m³ + amidon caustificat 66 g/m³; *4* – curba de limpezire cu Magnafloc R 156 2 g/m³ + amidon caustificat 66 g/m³; *5* – curba de limpezire cu Praestol 2 820 2 g/m³ + amidon caustificat 66 g/m³; *6* – curba de limpezire cu Purifloc 1 722 2 g/m³ + + amidon caustificat 66 g/m³; *7* – curba de limpezire cu Magnafloc R 140 2 g/m³ + amidon caustificat 66 g/m³.

lamida „Chimigaz" este comparabilă cu a celor mai bune sorturi de reactivi din import. Din punctul de vedere al vitezei de limpezire obținute și a volumului de sediment tasat, se constată că poliacrilamida românească dă rezultate apropiate

fi Aerofloc, Sedipur, Separan precum și alte tipuri din reactivi sus-amintiți (exemplu Purifloc N 17, 18, 21 ; Magnafloc R 139, 140 etc.) dau rezultate mai slabe sau nici nu cauzează flocularea.

Pornind de la premisa că floculareа cu reactivi macromoleculari sintetici este mult influențată de modul cum se face condiționarea reactivilor în tulbureală, o altă serie de încercări de laborator a avut scopul de a stabili turația și timpul de condiționare optime pentru poliacrilamida românească. S-a lucrat cu un agitator cu turație reglabilă, cu timpi de condiționare între 1 și 10 min.

Curbele de limpezire obținute cu doza de 4 g/m³ poliacrilamidă + 66 g/m³ amidon sînt prezentate în figura 8. Se constată că la turația minimă de 60 rot/min timpul optim de condiționare este de 2 min. Creșterea timpului de condiționare ca și creșterea numărului de rotații au influență nefavorabilă asupra formării flocoanelor și duc la scăderea vitezei de limpezire. La turația de 500 rot/min, flocoanele formate au dimensiuni extrem de mici, iar peste această turație limpezirea tulburelii devine practic imposibilă.

Pe baza acestor încercări s-a putut trage concluzia că rezultatele cele mai bune se obțin la o turație redusă (60 rot/min) și timp de condi-

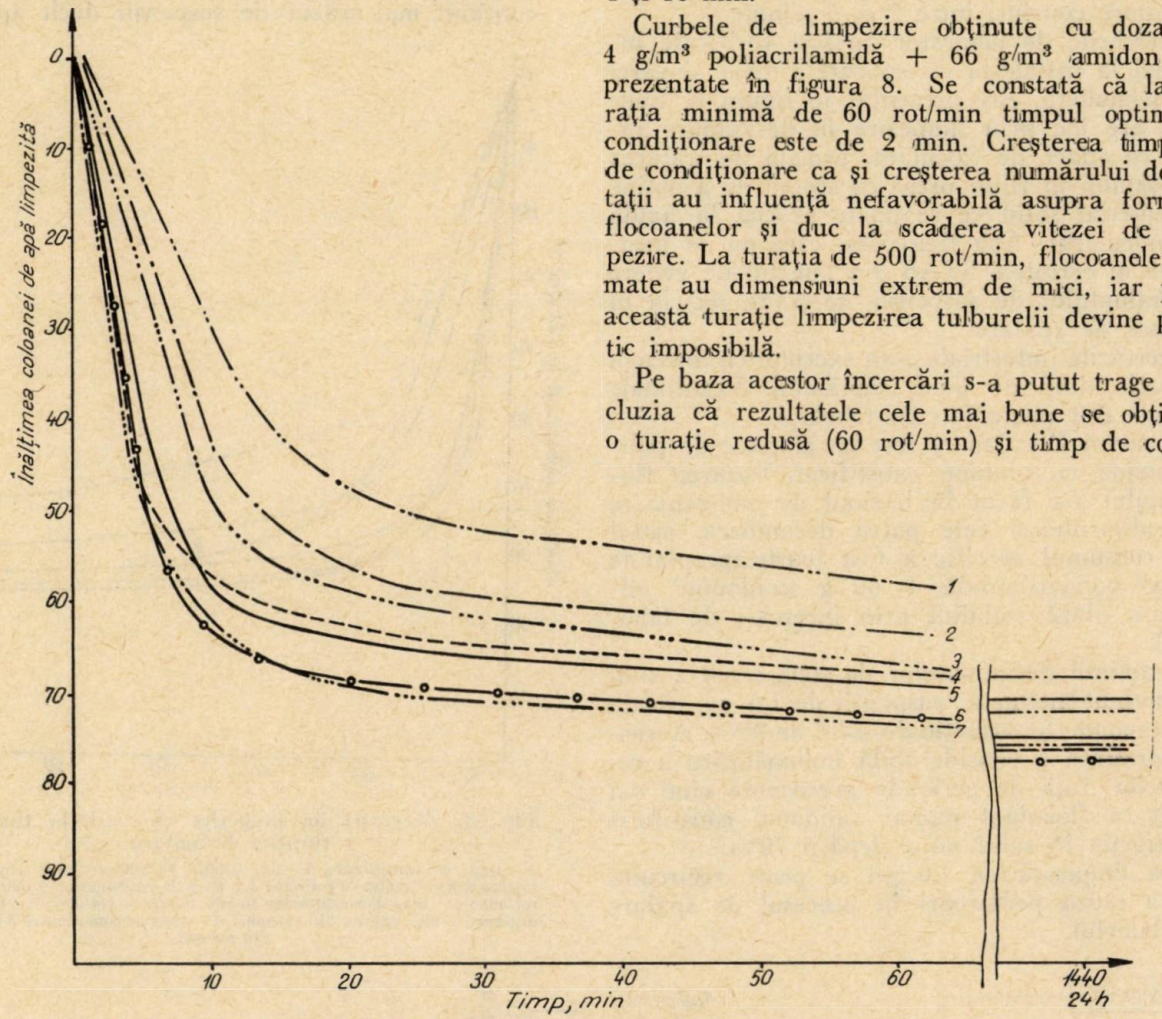


Fig. 7. Încercări de limpezire cu adaos de diferite sorturi PAA 4 g/m³ și amidon caustificat: *1* – Sedipur 4 g/m³ + amidon 66 g/m³; *2* – Aerofloc 550 4 g/m³ + amidon 66 g/m³; *3* – Separan M G L 4 g/m³ + amidon 66 g/m³; *4* – Magnafloc R 155 4 g/m³ + amidon 66 g/m³; *5* – PAA 4 g/m³ + amidon 66 g/m³; *6* – Purifloc A 22 4 g/m³ + amidon 66 g/m³; *7* – Praestol 2 750 4 g/m³ + amidon 66 g/m³.

Încercări cu poliacrilamidă la Preparația Petrila

Tabela 1

Data	Decantoare					Extr. %	Filtre presă			Canal Fero g/l	Reactiv
	alimentare		îngroșat		preaplin		nr. cicluri	*W*. %.	*A*. %		
	m³/h	g/l	kg/dm³	g/l	g/l						
3.V	416	33,1	1,24	412	1,0	97,2	54	25,9	63,5	—	(PAA 4 g/m³
4.V	498	50,4	1,25	400	1,7	98	66	27,8	63,2	1,8	(Amidon 66 g/m³ +
5.V.	449	71,7	1,26	439	1,7	98	62	28,6	61,0	1,9	(+24 g/m³ NaOH
6.V	480	87,1	1,28	463	2,2	98,8	58	27,9	60,1	10,1	
7.V	388	52,2	1,26	421	0,8	98,0	14	—	—	—	
8.V	427	62,3	1,29	441	1,7	99,0	55	28,3	64,2	1,2	
9.V	419	80,0	1,27	418	1,7	98,4	66	26,9	63,7	1,9	
10.V	420	71,6	1,26	425	1,6	97,4	79	29,3	59,4	2,0	
Media	436	63,5	1,26	425	1,6	98,1	57	27,8	62,1	3,1	

ţionare de aproximativ 2 min, care asigură formarea unor flocoane de dimensiuni mari ce se depun uşor. Coloana limpezită are în acest caz cel mai redus conţinut de suspensii (0,1 g/l). Volumul sedimentului tasat este minimum la timpi de agitare cuprinşi între 2 şi 5 minute.

Încercările de laborator au fost verificate industrial la instalaţia de epurare Petrila al cărei flux tehnologic este prezentat în figura 9. Epurarea are loc prin limpezire în decantoare radiale cu adaos de floculant, urmată de tratarea îngroşatului în filtre presă cu scopul de a obţine un material solid ce se poate evacua la haldă cu funicularul. Apa limpezită, care nu se încadrează în cerinţele STAS din punctul de vedere al conţinutului de suspensii, se poate recicla in procesul de spălare.

Încercările industriale s-au executat cu întreaga instalaţie timp de două săptămîni. Rezultatele obţinute sînt prezentate în tabela 1.

Reactivul floculant a fost un amestec de poliacrilamidă cu amidon caustificat. Dozarea floculantului s-a făcut în bazinul de omogenizare care alimentează cele patru decantoare, astfel încît consumul specific a fost foarte apropiat de 4 g/m³ poliacrilamidă + 66 g amidon/m³ alimentare (doză stabilită prin încercări de laborator).

Preaplinul decantoarelor de şlam steril a avut un conţinut mediu de suspensii de 1,6 g/l, căruia îi corespunde o extracţie de solid de 98%. Aceasta reprezintă o considerabilă îmbunătăţire a rezultatelor, faţă de perioada precedentă cînd s-a folosit ca floculant numai amidonul caustificat şi extracţia în solid nu a depăşit 70%.

Apa limpezită cu 1,6 g/l se poate recircuita fără a cauza perturbări în procesul de spălare a cărbunelui.

În afară de apele reziduale provenite de la instalaţiile de preparare, industria minieră evacuează şi ape de mină, a căror epurare urmează a fi pusă la punct pînă în 1970.

Apele de mină sînt caracterizate printr-un conţinut mai scăzut de suspensii decît apele de

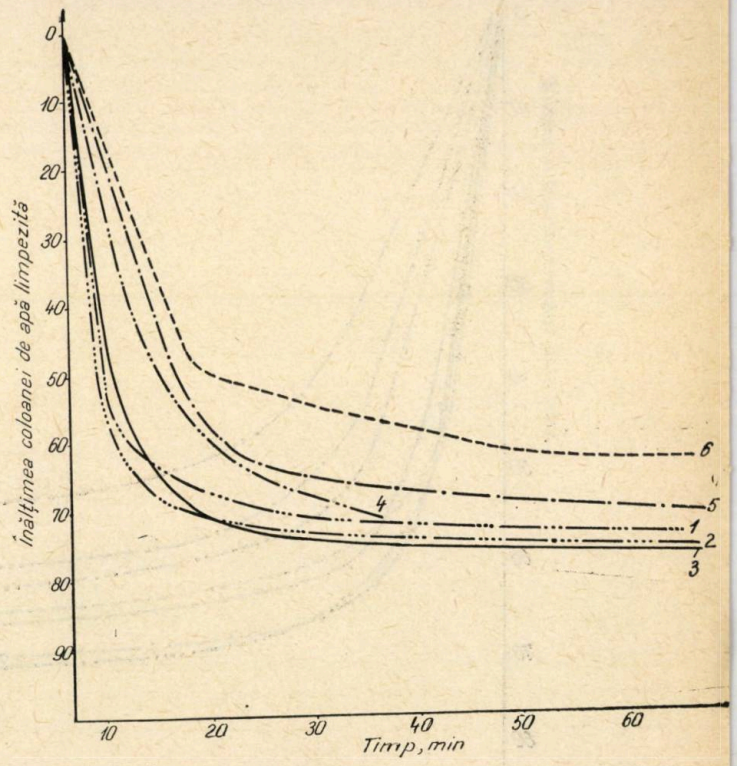


Fig. 8. Încercări de limpezire cu variaţia timpului şi turaţiei de agitare:

1 – timp de condiţionare 1 min, turaţia 60 rot/min; *2* – timp de condiţionare 2 min, turaţia 60 rot/min; *3* – timp de condiţionare 5 min, turaţia 60 rot/min; *4* – timp de condiţionare 10 min, turaţia 60 rot/min; *5* – timp de condiţionare 2 min, turaţia 240 rot/min; *6* – timp de condiţionare 5 min, turaţia 240 rot/min.

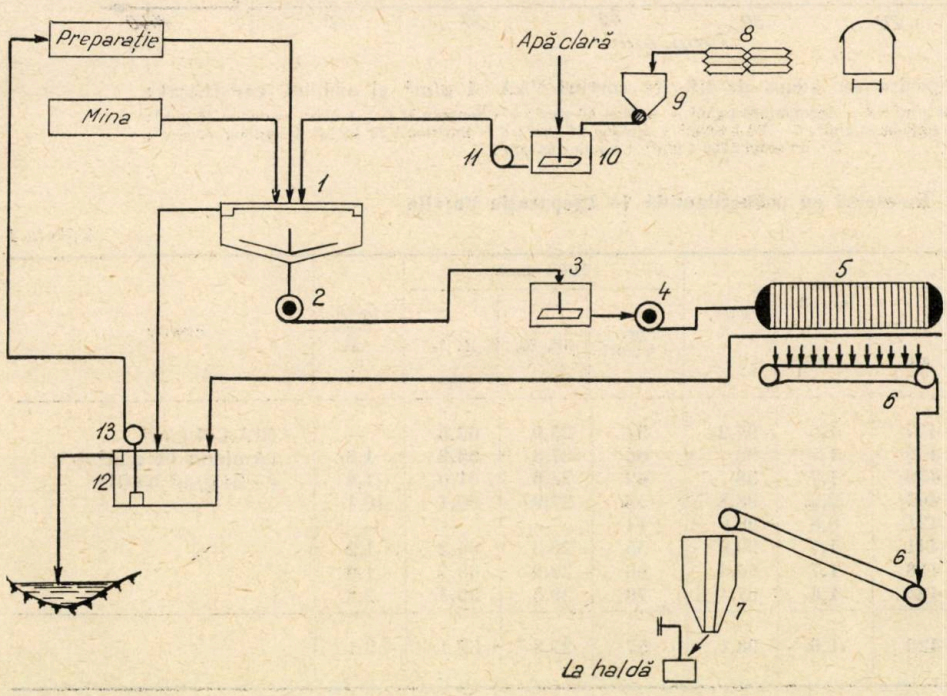


Fig. 9. Schema instalaţiei de epurare:

1 – decantor; *2* – pompa Plunger; *3* – agitator; *4* – pompe Willet; *5* – filtre presă; *6* – banda de transport; *7* – igheab de transport; *8* – depozit de ipsos; *9* – dozator de ipsos; *10* – agitator pentru lapte de ipsos; *11* – pompă de lapte de ipsos; *12* – cisternă de apă limpezită; *13* – pompă de apă limpezită.

la preparații dar suspensiile solide au în unele cazuri o finețe mai avansată. De asemenea, conținutul în săruri al apelor de mină este mai ridicat, ceea ce favorizează floculareа. Diferența de comportare a apelor provenite din mine diferite este foarte pronunțată. Astfel, dacă apele de la mina Vulcan sînt floculate natural și limpezesc liber, apele de la Lonea sînt greu de floculat.

Singurii reactivi care dau rezultate sînt varul cu viteza de limpezire 0,1—0,2 m^3/h la un consum de 0,4 kg/m^3 și poliacrilamida cu viteze de limpezire de 6 m/h la un consum specific extrem de scăzut (0,5 g/m^3). Dificultățile de limpezire a apelor de la mina Lonea se explică prin finețea pronunțată a materialului în suspensie (95% material sub 10 microni).

Atît încercările de laborator, cît și cele industriale, au dus la concluzia că poliacrilamida hidrolizată produsă de stația pilot a Institutului Chimigaz Mediaș corespunde calitativ celor mai bune sorturi de poliacrilamidă produsă în străinătate ca reactiv floculant și poate fi folosită cu succes pentru îmbunătățirea substanțială a rezultatelor instalațiilor de epurare a apelor reziduale provenite din industria carboniferă.

HOTĂRÎREA

plenarei Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din 9 noiembrie 1968

Plenara Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor, luînd în dezbatere „Expunerea cu privire la aderarea Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor la Frontul Unității Socialiste", își exprimă acordul deplin față de măsurile adoptate de Plenara C.C. al P.C.R. din 24—25 octombrie a.c., pentru întărirea continuă a unității moral politice a poporului muncitor a frației dintre oamenii români și ai naționalităților conlocuitoare, a coeziunii națiunii noastre socialiste.

Consiliul Național al Inginerilor și Tehnicienilor are ferma convingere că înființarea Frontului Unității Socialiste va contribui la acordarea progresului economic, social, politic și cultural în țara noastră, la afirmarea mai puternică a rolului conducător al clasei muncitoare în societate, la întărirea alianței, frației și unității indestructibile între toți oamenii muncii, în jurul Partidului Comunist Român și al Comitetului său Central în frunte cu tovarășul Nicolae Ceaușescu.

În numele intelectualității tehnice, plenara Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor își exprimă adeziunea deplină la politica partidului și statului, atașamentul neclintit față de cauza socialismului în patria noastră și hotărîrea fermă de a-și consacra fără răgaz, toate forțele energia și priceperea înfăptuirii operei istorice de desăvîrșire a construcției socialiste în Republica Socialistă România.

Dînd expresie sentimentelor și convingerilor participanților la plenară, ca și aspirațiilor tuturor inginerilor și tehnicienilor din țara noastră plenara hotărăște :

1. Aderarea Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor la Frontul Unității Socialiste.

2. Desemnarea, ca reprezentanți al C.N.I.T. în Consiliul Național al Frontului Unității Socialiste, a următorilor tovarăși

— Prof. emerit ing. C. Dinculescu
— președintele C.N.I.T.

— Prof. dr. ing. O. Rusu
— vicepreședinte al C.N.I.T.

— Ing. Ardelean Angela
— Uzinele 30 Decembrie Arad

— Ing. Bîrsan Pipu George
— Uzinele de Tractoare Brașov

— Ing. Pop Nicolae
Uzinele de mase plastice București.

Participînd la activitatea Frontului Unității Socialiste, Consiliul Național al Inginerilor și Tehnicienilor înțelege să-și aducă o contribuție efectivă și susținută la întărirea continuă a unității poporului, a tuturor oamenilor muncii, indiferent de naționalitate, la consolidarea coeziunii națiunii noastre socialiste, imensă forță de progres material și spiritual în România socialistă.

Plenara exprimă hotărîrea întregii intelectualități tehnice din România de a milita cu toate forțele și energia pentru continua întărire a Frontului Unității Socialiste și intensificarea participării la înfăptuirea amplului program elaborat de partid pentru desăvîrșirea construcției socialiste în patria noastră.

Evaluarea industrială a zăcămintelor de azbest crizotil în timpul lucrărilor de explorare preliminară

Ing. V. Suru

Exploatarea azbestului crizotil din rocile ultrabazice din sudul Banatului a început cu aproape două decenii în urmă.

Pentru acoperirea necesarului industriei într-o măsură din ce în ce mai mare din resurse proprii, în ultimii ani, paralel cu o creştere însemnată a producţiei, au fost intensificate şi lucrările de cercetare geologică.

Cercetarea geologică sistematică a acestei regiuni, cea mai importantă pentru existenţa azbestului crizotil cunoscută în ţară, a fost începută de Ministerul Minelor în anul 1963. Prin executarea parţială a lucrărilor de cercetare programate, s-a constatat că perimetrul cu condiţii geologice favorabile pentru găsirea azbestului crizotil este relativ mare, circa 16 km².

În acest perimetru filoanele de azbest sînt foarte numeroase, dar numai o mică parte din cele puse în evidenţă prezintă condiţii de zăcămînt şi de calitate, care să permită în prezent o valorificare economică. În această situaţie, o problemă importantă a activităţii de cercetare geologică, este trierea filoanelor încă din etapa de prospecţiune de detaliu sau de explorare preliminară.

Operaţia de triere este însă pretenţioasă, iar pînă în prezent, în lipsa unor indici care să permită evaluarea industrială a rezervelor pe baza parametrilor de zăcămînt, s-au întîmpinat dificultăţi în trierea filoanelor în cursul explorării. În unele cazuri posibilitatea valorificării rezervelor a fost stabilită abia în timpul exploatării.

Pentru orientarea mai clară în viitor a activităţii de cercetare geologică, în scopul de a se evita trecerea la faza de explorare detaliată, înainte de a se face o evaluare economico-industrială pe baza rezultatelor lucrărilor de explorare preliminară, am stabilit unele relaţii care să exprime legătura internă dintre parametrii geologici şi minieri şi cei economici astfel încît să se poată preciza în ce măsură aceşti parametri se reflectă asupra condiţiilor de exploatare şi valorificare.

Determinarea condiţiilor industriale

Analiza economică pentru fixarea limitei de exploatabilitate a unui zăcămînt de azbest prezintă anumite aspecte specifice, imprimate de unele particularităţi ale acestor filoane, cum sînt : grosimea utilă foarte mică în raport cu grosimea totală şi modul de prezentare a mineralizaţiei.

Un filon de azbest crizotil este format, în cele mai multe cazuri, din două zone sau fîşii utile, constituite din mai multe filonaşe de azbest, de obicei paralele între ele, în care fibrele (fulgii) sînt orientate perpendicular pe pereţii fisurilor. Lungimea fibrelor de azbest variază de la zecimi de milimetru pînă la 10 — 15 mm. Grosimea zonelor cu azbest este cuprinsă între 0,02 şi 0,3 m. Conţinutul în fulgi al zonelor variază între 5 şi 30% şi este direct proporţional cu numărul de filonaşe dintr-o zonă şi cu lungimea fulgilor. Distanţa dintre cele două zone ale unui filon variază între 0,2 şi 3,0 m, iar lungimea filoanelor ajunge pînă la maximum 200 m.

Zonele sînt legate paragenetic de lame de intruziuni de roci acide, fiind plasate în culcuşul şi în acoperişul acestora. O caracteristică a filoanelor de azbest o constituie frecventele întreruperi ale mineralizaţiei. Sectoarele sterile ocupă în general între 10 şi 40% din suprafaţa zăcămîntului, iar în cazuri mai rare ajung pînă la 60%.

Exploatarea se face prin fîşii direcţionale cu rambleu, cu excavare globală şi triere în abataj. Prin triere se separă zonele cu azbest, de roca înconjurătoare. Pentru a se putea selecţiona zonele cu azbest, care sînt situate la limitele filonului, este necesar ca lăţimea de excavare să fie mai mare decît grosimea totală a filonului, cu cel puţin 0,3 m.

Roca triată cu azbest reprezintă, în general, numai 8-20% din masa minieră extrasă.

Cantitatea de steril excavat pentru obţinerea unei tone de rocă cu azbest este cu atît mai mică, deci exploatarea este cu atît mai economică, cu cît grosimea zonelor este mai

mare, iar grosimea totală a filoanelor şi sectoarele sterile sînt mai mici.

Producţia de rocă cu azbest se realizează simultan din 8—15 filoane.

Prepararea minereului de azbest constă dintr-o sfărîmare şi o separare pneumatică a fulgilor. Extracţia în fulgi la instalaţia de preparare este în medie de 80%.

Preţul de cost al preparării unei tone de fulgi este invers proporţional cu extracţia în greutate.

Ţinînd seama de parametrii pincipali, care determină importanţa industrială a unui zăcămînt de azbest crizotil şi de elementele ce caracterizează sub aspect economic procesul de producţie, preţul de cost pe tona de fulgi, care include cheltuielile de exploatare şi preparare, se obţine cu ajutoul relaţiei :

$$P = \frac{G + \frac{M.l}{g.K}}{\frac{c.m}{100}} 100 \qquad (1)$$

în care :

P — reprezintă preţul de cost pe tona de fulgi, lei/t ;

G — suma cheltuielilor generale ale exploatării şi ale cheltuielilor de preparare pe tona de rocă triată cu azbest, lei/t ($G = 780$) ;

M — cheltuielile directe pe tona de masă minieră extrasă, lei/t ($M = 53$) ;

l — lăţimea de excavare, m (l = grosimea filonului plus 0,3 m) ;

g — grosimea medie exploatabilă a celor două zone cu azbest ale filonului, m ;

K — coeficientul de mineralizare, pentru excluderea sectoarelor sterile ;

c — conţinutul mediu în fulgi al minereului brut, % ;

m — extracţia în fulgi la preparare, % ($m = 80$).

În această relaţie intră şi elementele determinate (G, M şi m) care corespund exploatării în funcţiune, deci au un caracter temporar. Pe măsura ce condiţiile tehnice şi economice de exploatare şi preparare se vor modifica va fi necesar ca aceşti parametrii să fie reactualizaţi.

La determinarea conţintului mediu minim se pleacă de la condiţia ca preţul de cost al extracţiei şi preparării unei tone de fulgi să fie mai mic sau egal cu preţul de vînzare ($P \leqslant V$).

Valoarea conţinutului mediu pentru care exploatarea se face în condiţiile anulării totale a beneficiului, preţul de cost fiind egal cu preţul de vînzare, corespunde conţinutului mediu minim. Această valoare se obţine egalînd în relaţia (1) P cu expresia lui V :

$$C_{min.} = \frac{G + \frac{M.l}{g.K}}{\frac{V.m}{100}} 100 \qquad (2)$$

în care :

$C_{min.}$ reprezintă conţinutul mediu minim, % ;

V — preţul de catalog pentru azbest fulgi, lei/t ($V = 12000$).

Valoarea conţinutului mediu minim este dependentă de grosimea medie exploatabilă, de lăţimea de excavare şi de coeficientul de mineralizare.

Dacă lăţimea de excavare l şi coeficientul de mineralizare K, se consideră constante şi se dau diferite valori lui g se pot reprezenta grafic curbele $C_{min} = f(g)$.

O rezervă se poate valorifica economic dacă punctul determinat de valorile conţinutului mediu şi a grosimii medii este situat deasupra curbei.

În figura 1 s-au trasat cu ajutorul relaţiei (2) curbele variaţiei C_{min} în funcţie de g, pentru valorile medii ale parametrilor l şi K, realizate pe exploatare ($l = 2{,}0$ m ; $K = 0{,}85$) şi pentru valorile limită ale acestor parametri (l = min. 0,6 m. ; K = max. 1).

Din examinarea acestor curbe se observă că o creştere a grosimii medii a zonelor atrage după sine o scădere a conţinutului mediu minim. Scăderea valorii conţinutului mediu minim este însă limitată de grosimea maximă a zonelor cu azbest, care nu depăşeşte 0,3 m.

Dacă în relaţia (2) se introduc, pe lîngă valoarea maximă a grosimii zonelor, şi valorile limită pentru lăţimea de excavare şi pentru coeficientul de mineralizare, valori care indică

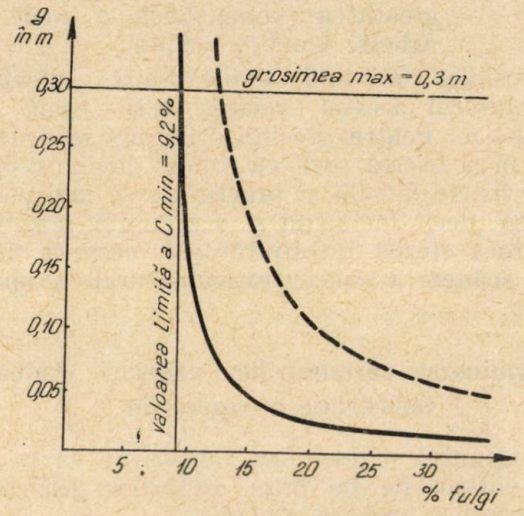


Fig. 1. Variaţia C_{min} în funcţie de g :
---------- curba pentru $l = 2{,}0$ m şi $K = 0{,}85$;
———— curba pentru $l = 0{,}6$ m şi $K = 1$

cele mai economice condiţii de exploatare, se determină valoarea limită a conţinutului mediu minim pentru rezervele de azbest crizotil, care este egală cu 9,2% (fig. 1).

Grosimea minimă exploatabilă este în funcţie de conţinutul mediu, de lăţimea de excavare

și de coeficientul de mineralizare, și se calculează cu relația :

$$g_{min.} = \frac{100\ M.l}{\left(\frac{V.c.m}{100} - 100\,G\right) K} \qquad (3)$$

în care :

g_{min} reprezintă grosimea minimă exploatabilă, m.

Din expresia de mai sus și din figura 1 rezultă că pentru filoane cu grosimea totală mică, (sub 0,4 m), fără sectoare sterile, și cu conținuturi ridicate (peste 25%), grosimea minimă exploatabilă poate avea valori foarte mici : 0,02—0,03 m.

Avînd însă în vedere că productivitatea zăcămîntului scade direct proporțional cu grosimea medie a zonelor, grosimea minimă exploatabilă poate fi definită ca valoarea minimă a grosimii, pentru care, la actuala viteză maximă de avansare în abataje, se poate realiza norma de producție minimă (stabilită pentru grosimi foarte mici) :

$$g_{min.} = \frac{N_p}{a.i.\gamma} \qquad (4)$$

în care :

N_p reprezintă norma de producție pentru grosimi foarte mici, t/post (N_p = = 0,069) ;

a — viteza de avansare maximă a fișiei de abataj, m/post (a = 0,03) ;

i — înălțimea fișiei de abataj, m (i = 2) ;

γ — greutatea volumetrică a rocii cu azbest, t/m³ (γ = 2,64).

Grosimea minimă exploatabilă, calculată cu ajutorul acestei relații, este egală cu — 0,04 m. Pentru grosimi utile mai mici decît 0,04 m și trierea rocii cu azbest devine o operație foarte dificilă și practic nu se mai poate realiza, decît incluzînd și o anumită cantitate din roca sterilă înconjurătoare, ceea ce duce la o scădere a concentrației naturale a minereului.

Determinarea parametrilor necesari evaluării industriale a rezervelor

Conținutul și grosimea zonelor cu azbest se pot obține, fie pe baza cartărilor geologice, fie printr-o probare globală.

Pe baza cartărilor geologice conținutul în zăcămînt se determină raportînd grosimea totală a filonașelor cu azbest dintr-o zonă Σg fil la grosimea zonei g :

$$c = \frac{\Sigma g \text{fil.}}{g}\ 100,\ \%.$$

Grosimea zonelor se determină prin măsurarea directă a porțiunii de rocă care cuprinde filonașele de azbest.

Determinarea parametrilor prin probare globală este indicată în toate cazurile în care cercetările geologice se efectuează prin lucrări miniere subterane.

În proba globală intră întreaga cantitate de rocă cu azbest extrasă dintr-o lucrare.

Conținutul se determină prin același proces tehnologic care se aplică și la prepararea industrială. Greutatea minimă a unei probe pentru preparare se cifrează la 3—4 t. Această cantitate se poate obține în urma înaintării frontului unei galerii, pe o lungime de la 5 pînă la 15 m, în funcție de grosimea zonelor.

Deoarece rezultatul preparării nu reprezintă conținutul total, ci extracția industrială, conținutul în fulgi al minereului se află prin intermediul relației :

$$c = \frac{v}{m}\ 100,\ \%$$

în care :

c reprezintă conținutul mediu al minereului, % ;

v — extracția în greutate, fulgi din minereu brut, % ;

m — extracția în fulgi la preparare, %.

Grosimea medie exploatabilă a ambelor zone g ale unui filon se determină făcînd raportul dintre cantitatea de rocă cu azbest extrasă T și produsul dintre suprafața productivă s și greutatea volumetrică γ :

$$g = \frac{T}{s.\gamma}.$$

Coeficientul de mineralizare se definește prin raportul dintre lungimea totală a intervalelor mineralizate Σlm și lungimea totală a galeriei L :

$$K = \frac{\Sigma lm}{L}.$$

Ca intervale mineralizate se consideră porțiunile în care cel puțin una din zonele cu azbest prezintă o grosime mai mare de 0,04 m.

Determinarea grosimii totale a filoanelor se face și într-un caz și în celălalt prin măsurare directă.

Trierea filoanelor și evaluarea industrială a rezervelor

În mod operativ și practic, operația de triere a filoanelor se poate începe încă din etapa de prospecțiune de detaliu, efectuată prin lucrări de suprafață în care, pe baza cartărilor geologice, se obțin valorile medii informative ale grosimii și conținutului zonelor cu azbest.

În această fază de lucru se elimină numai filoanele ale căror zone cu azbest au grosimea medie mai mică de 0,04 m și filoanele cu conținut mediu sub 9,2%.

Pe baza lucrărilor de suprafață nu se pot obține elementele necesare pentru determinarea coeficientului de mineralizare.

În etapa de explorare preliminară, cînd se execută şi scurte galerii de coastă, se determină toţi parametrii, inclusiv coeficientul de mineralizare. Grosimea zonelor şi conţinutul se vor determina pe baza probării globale. Ţinînd seama de mărimea filoanelor de azbest, s-a constatat că pentru obţinerea cu suficientă precizie a valorilor medii a parametrilor utilizaţi pentru evaluarea industrială a rezervelor, este necesar un volum relativ redus de lucrări miniere: de regulă o galerie direcţională de 40—50 m lungime.

Pe baza rezultatelor lucrărilor de explorare preliminară, se poate calcula cu ajutorul relaţiei (1) preţul de cost pe tona de fulgi, rezultată din rezerva respectivă.

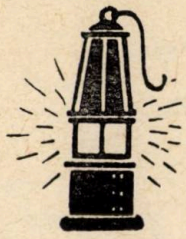
Preţul de cost al extracţiei şi preparării P este direct comparabil cu preţul de vînzare V.

În această etapă de explorare, trierea filoanelor se face pe baza valorii raportului dintre P şi V.

— Dacă valoarea raportului este subunitară, rentabilitatea este pozitivă, iar exploatarea se va face cu beneficiu. Filoanele care îndeplinesc această condiţie vor forma obiectul explorării de detaliu.

— Dacă valoarea raportului este supraunitară, rentabilitatea este negativă, preţul de cost pe tona de fulgi depăşind preţul de vînzare. Explorarea de detaliu a unor astfel de rezerve, care nu îndeplinesc în prezent condiţiile unei exploatări economice, nu este raţională.

Cunoscîndu-se preţul de cost realizabil pe tona de fulgi de azbst, pe filoane, pe baza indicatorului cheltuieli pe 1 leu producţie marfă, se poate face o clasare a filoanelor cercetate, în ordinea descrescîndă a valorii industriale.



Magmatitele ultrabazice din R. S. F. Jugoslavia, cu principalele zăcăminte şi mineralizări legate de ele

I. Mîrza şi S. Karamata

Pe teritoriul R.S.F. Jugoslavia apar numeroase corpuri de magmatite intruzive ultrabazice însoţite de bazite, constituind una din provinciile clasice din Europa. Rocile ultrabazice se prezintă în corpuri de dimensiuni variabile de la zeci la sute de kilometri pătraţi, prin a căror asociere petrografică şi asemănare de compoziţie s-au delimitat (S. Jankovici—1967) 12 regiuni (fig. 1).

Sub raport petrografic, constituţia masivelor ultrabazice este alcătuită din roci peridotitice, în cea mai mare parte serpentinizate prin procese autoendometamorfice, din roci perknitice între care piroxenitele predomină asupra amfibolitelor şi gabbrouri însoţite de filoane pegmatitice. Masivele peridotito-gabbroice din Jugoslavia aparţin tipului alpin (orogenic), de ele fiind legate genetic importante zăcăminte de mi-

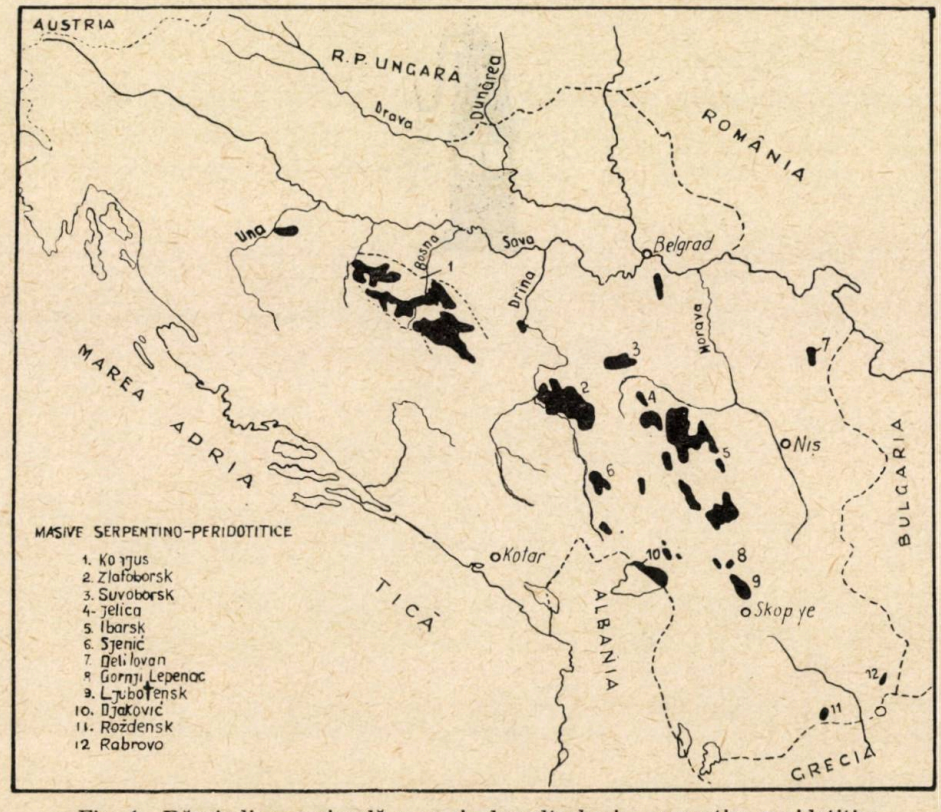


Fig. 1. Răspîndirea regională a masivelor ultrabazice serpentino-peridotitice (după S. Jankovici).

Dispoziţia generală a acestor corpuri este de direcţie NV-SE şi numai cazuri izolate preferă orientarea N-S, ceea ce desigur trebuie pus în legătură cu linii de dislocare tectonică.

nereuri. Cele mai comune roci care alcătuiesc petrografia masivelor peridotito-gabbroice sînt: dunitul, harzburgitul, lherzolitul şi serpentinele; enstatititul, bronzititul, diallagitul, websteritul din

grupa piroxenitelor și hornblenditul ; din grupa rocilor gabbroice predomină harisitul, allivalitul, hiperitul, noritul și pegmatitul gabbroic.

În cele ce urmează nu vom face o descriere și nici o caracterizare a tuturor regiunilor peridotito-gabbroice din Jugoslavia, ci ne vom limita la descrierea celor mai importante dintre ele în paralel cu expunerea principalelor zăcăminte de substanțe minerale utile pe care le conțin.

Depășind limitele importanței petrografice, ultrabazitele în discuție conțin bogate acumulări de minerale utile de geneză ortomagmatică (zăcăminte de crom), hidrotermală (zăcăminte de azbest, magnezit) și reziduală (zăcăminte de nichel), reprezentînd în același timp și sursa de formare a magnezitelor sedimentare de tip Bela Stena. Avîndu-se în vedere importanța acestor concentrații de minerale utile pentru economia statului socialist Jugoslav în ultimii ani au fost întreprinse studii sistematice cu caracter complex : petrografic-petrogenetic și mineralogenetic, urmărindu-se stabilirea momentului genetic, vîrsta rocilor generatoare, datarea mineralizărilor și rentabilitatea economică. Printre geologii care s-au ocupat cu studiul rocilor ultrabazice și a zăcămintelor care li se asociază, menționăm pe : G. Hiessleitner (1931), S. Grafenauer (1956, 1958), K. Grčev și P. Milenkovici(1962), B. Milovanovici și S. Karamata (1957), S. Karamata (1962, 1967), M. Ilici și D. Manojlovici (1966/67), M. Ilici (1962), M. Terzici (1962), S. Jankovici, M. Petkovici (1956), S. Jankovici (1967).

Zăcămintele de crom

Genetic, zăcămintele de crom din Jugoslavia sînt legate de complexele ultrabazice peridotito-gabbroice de tip alpin, reprezentînd produsele sale de diferențiere timpurie. Tipuri similare de zăcăminte cromifere cantonate în roci peridotitice de tip alpin se dezvoltă în continuare în Albania, Grecia, Bulgaria, Turcia, Iran și Pakistan, cea ce ar demonstra necesitatea corelărilor sub raport genetic și de vîrstă.

Ca tipuri structurale de zăcăminte se recunosc (S. Jankovici — 1967) :

— Zăcăminte de minereu compact (35% Cr_2O_3). Acestea se află în lentile, corpuri de minereu și noduli. Mărimea corpurilor de minereu se exprimă cantitativ în rezerve de 100—200 t pînă la 100 000 tone.

— Zăcăminte de minereu dispus în șliruri și benzi. Subliniem aici dispoziția curioasă a benzilor de cromit, care uneori sînt paralele între ele, putînd avea o așezare liniară, ondulată, cutată, iar alteori sînt dispuse diagonal față de planul de „pseudostratificație" selectivă a ultrabazitului (foliația dată de dungare).

— Zăcăminte de minereu diseminat reprezintă cel de-al treilea tip, fiind foarte frecvent.

Pe considerente care vizează pe de o parte forma de zăcămînt a minereului, iar pe de altă parte succesiunea cristalizării, s-au purtat și continuă să se ducă vehemente dispute referitoare la procesul intim al separării din magmă și la timpul în care acesta a avut loc .

Mineralogic, zăcămintele de crom sînt formate dintr-o parageneză relativ restrînsă : alumocromit-Fe (Cr. Al)$_2O_4$, magnocromit-(Mg, Fe) Cr_2O_4 și alte varietăți în cantități mai reduse, spre exemplu crompicotit (Mg, Fe) (Cr, Al)$_2$ O_4 în asociație cu minerale silicatate. Chimismul minereului arată un conținut ridicat în Cr_2O_3, care pentru unele zăcăminte depășește valoarea de 50% (tabela 1, după S. Grafenauer—1958).

Tabela 1

Oxizi	Zăcămîntul		
	Nada, Radușa (Ljubotensk)	Deva (Djakovici)	Babaj Boks (Djakovici)
Cr_2O_3	52,57	50,90	46,09
Al_2O_3	11,74	8,53	17,06
Fe_2O_3	—	1,73	4,30
FeO	12,88	11,97	11,13
MgO	14,63	20,20	14,26
MnO	0,30	0,44	0,24
CaO	0,22	0,10	2,05
NiO	urme	urme	urme
SiO_2	5,06	6,32	4,45
Compoziția mineralogică	Alumocromit	Magnocromit	Crompicotit

Ca succesiune a cristalizării din magmă între componenții oxidici și ortosilicați se constată, atît cristalizarea olivinului înaintea cromitului pe care-l conține ca incluziuni, cît și viceversa, rezultînd coroane de reacție. În unele cazuri se observă o zonalitate în sensul că, la partea inferioară a masivelor, roca are o compoizție dunito-peridotitică în care cromitul apare în corpuri compacte de dimensiuni mari, iar la partea superioară roca este predominant gabbroică, minereul fiind dispus în corpuri mici și în șliruri.

Masivul Ljubotensk. Corpul ultrabazic Ljubotensk cu suprafața de 75 km² este situat în parte superioară a Văii Vardarului, la NV de Skopje (Macedonia). Cercetările geologilor G. Hiessleitner (1931) și M. Donath (1930) arată compoziția petrografică a masivului, care este alcătuit din peridotite, dunite serpentinizate, harzburgite (65% olivin, 35% cromit), websterite (60% hipersten, 40% augit), diallagite și piroxenite serpentinizate. G. Hiessleitner deosebește în cadrul masivului trei zone, fără limite tranșante între ele.

a — Zona bazală (circa 100 m) preponderent dunitică ; se caracterizează prin cromit

compact, minereul fiind de calitatea I (zăcămîntul Radușa, Nada).

b — Zona mijlocie, constituită din roci dunitice, piroxenitice și anortozite, gabbro-pegmatite de diferite compoziții. Minereul se prezintă în șliruri și granule diseminate.

c — Zona superioară (200—500 m), formată din peridotite piroxenice, roci gabbroice

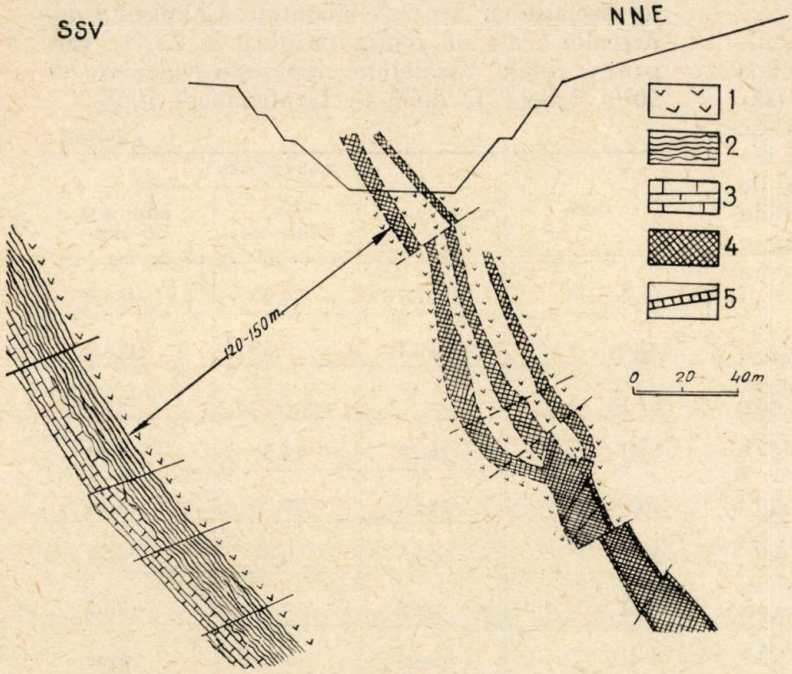


Fig. 2. Profil transversal prin zăcămîntul Nada (după S. Grafenauer):

1 — serpentinit; *2* — șisturi paleozoice; *3* — calcare metamorfice; *4* — corpuri de minereu cromifer; *5* — nivel amfibolitic.

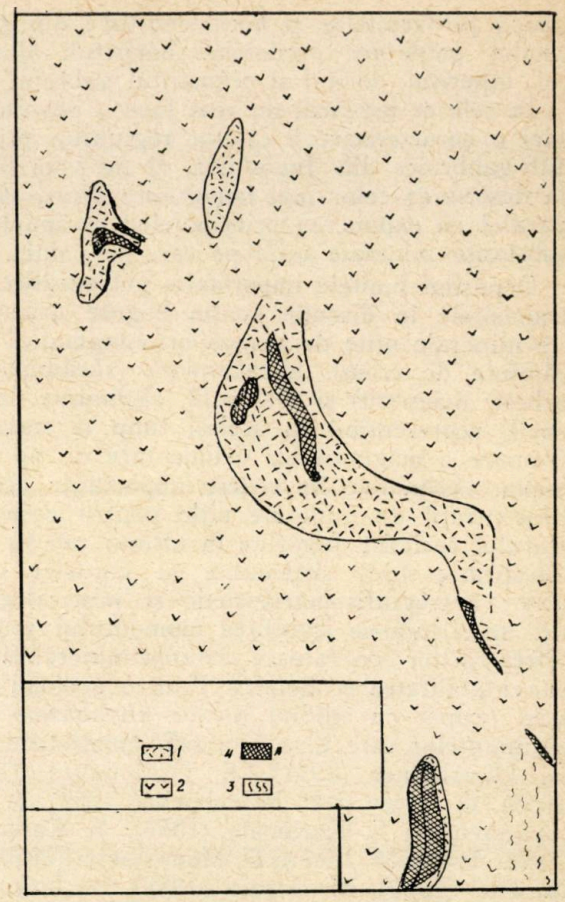


Fig. 3. Schița geologică a zăcămîntului de crom Deva:

1 — dunit serpentinizat; *2* — harzburgit; *3* — serpentin șistos; *4* — corpuri de minereu cromifer

și rodingit, minereul fiind reprezentat prin concentrații în șliruri, este un cromit de calitate inferioară.

În cuprinsul masivului Ljubotenak sînt mai multe zăcăminte între care mai importante menționăm: zăcămîntul Nada, Radușa, Kafe Odjak, Stankovaț, Goranți și Ciașak.

Zăcămîntul Nada, cantonat în zona bazală a masivului în dunite serpentinizate cu sau fără piroxen, este cel mai renumit zăcămînt de cromit din Jugoslavia, avînd circa 1 mil. tone minereu de calitate superioară (S. Jankovici—1967). Corpurile de minereu compact au o înclinare de 50—55°, fiind adesea paralele cu contactul dintre masiv și rocile adiacente. Ca element caracteristic în prospectarea zăcămîntului este nu nivel reper de amfibolit în grosime de 20—30 cm, care încadrează în mare parte zăcămîntul de crom (fig. 2). Minereul este de foarte bună calitate, avînd un conținut de 52,57% Cr_2O_3, mineralul principal fiind alumocromitul.

Cu rezerve apreciabile în cadrul acestui masiv mai sînt zăcămintele: Goranți evaluat la 200 000 t cu 20% Cr_2O_3 și Ciașak cu 200 000 t cu 25% Cr_2O_3.

În masivul Gornji Lepenaț (Macedonia) se cunosc bogate concentrații de crom în roci peridotitice. Dintre zăcămintele de aici, mai cunoscute sînt Jezerina, Șaldare, Ninika și altele. Caracteristic pentru zăcămîntul Șaldare este asocierea cromitului cu pirotina, pentlandita, calcopirita și cu sulfuri ca sfalerita și valerita depuse hidrotermal.

O altă importantă regiune cromiferă se află în masivul Djakovici, situat la granița cu Albania pe a cărui teritoriu se continuă, însumînd în total o suprafață de 1 200 km². Aici sînt cunoscutele zăcăminte Deva și Babay Boksa.

Zăcămîntul Deva, reprezintă cea mai importantă acumulare de minereu cromifer din regiunea Djakovicia. Rezervele de minereu se cifrează la 250 000 t (S. Jankovici 1967). Cromitul sub formă de benzi înguste și noduli, este cantonat în lentile de dunit care se află la rîndul lor în harzburgite (fig. 3, după S. Jankovici — 1967, simplificată). Grosimea corpurilor de minereu variază de la 0,2 m la cîțiva metri în timp ce lungimea lor poate atinge 70 m. Textura minereului este compactă, iar structura grăunțoasă (0,2—2,0 mm.). În regiunea zăcămîntului cromifer apar filoane de aktinot, pegmatit gabbroic

şi magnezit ; pentru ultimele grosimea nu depăşeşte 1 m.

Un mic zăcămînt de cromit în exploatare se află la Rabrovo în sudul Macedoniei, cantonat în serpentine dunitice şi harzburgitice ; rezervele sînt evaluate la 70 000 t (S. Jankovici — 1967). Minereul compact se află în lentile de dimensiuni mici şi mai rar sub formă de şliruri. În parageneza mineralogică a acestui zăcămînt, este prezent crompicotitul, aşa cum rezultă din analizele röntgen, efectuate de noi (tabela 2).

Tabela 2

Anticatod = Co a = 8,277±0,00028

Crompicotit (Rabrovo, Macedonia)

I	*dα/n*	*I*	*dα/n*
s	4,7769	*s*	1,6892
m	2,9280	*i*	1,5934
fi	2,4954	*fi*	1,4623
i	2,0704	*s*	1,3992

Pentru acest masiv este caracteristică prezenţa piroxenitului sub formă de benzi paralele (cu orientarea dominantă NV-SE/NE), alternate cu zone peridotitice serpentinizate (fig. 4).

În cuprinsul masivului ultramafic de la Rabrovo se întîlnesc corpuri lentiliforme de granit, rezultate prin budinarea filoanelor de granit paleozoic, ce străbat corpul ultrabazic (fig. 5).

O importantă regiune peridotito-gabbroică este reprezentată de masivul Deli Iovan, situat în Serbia Orientală, în bazinul Văii Timocului. Forma de zăcămînt este de stok, orientat NV-SV cu dimensiunile 25 x 8 km (M. Terzici — 1963). La alcătuirea petrografică a masivului participă dunit cromifer, dunit cu plagioclazi, ha-

Fig. 4. Benzi de piroxenit (microrelief pozitiv şi culoare mai deschisă), alternate cu serpentin (Rabrovo — Macedonia).

risit, allivalit, wehrlit, gabbro cu olivin, gabbro anortozitic, iar ca produse filoniene apar pegmatite gabbroice cu diallag, odinite, lamprofire şi diabaze.

Sub raport spaţial, gabbroul piroxenic se dezvoltă pe 87% din suprafaţa masivului, în timp ce rocile dunitice cu olivin magnezian, repartizate în partea de N şi E a masivului, apar subordonat. Rocile dunitice dispuse ca nuclee intruzive în masa gabbroică conţin minereu de crom sub formă diseminată şi în acumulări lentiliforme de dimensiuni reduse. Specific pentru cro-

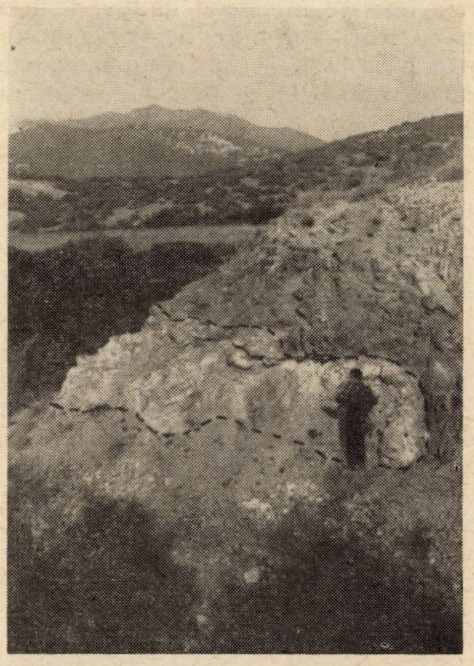


Fig. 5. Budină de granit în peridotit serpentinizat (Rabrovo — Macedonia).

mitele de la Deli Iovan, după cum menţionează S. Jankovici este conţinutul ridicat în alumină (25—33% Al_2O_3), în timp ce Cr_2O_3 este prezent în cantitate mai redusă (25—30% Cr_2O_3), iar proporţia de magneziu este cea normală (15—20% MgO). Cantitatea mare de alumină este o trăsătură comună cu a cromitelor româneşti din Banat (Lomuri, Goleţul Mic), pentru care E. Stoicovici şi A. Moţiu (1960) dau valoarea de circa 14,5% Al_2O_3 în minereu selectat şi s-ar datora compoziţiei minereului care, aşa cum demonstrează autorii citaţi, este format dintr-un amestec de cromo-ferrospineli şi alumospineli.

Consideraţii privind geneza cromitelor

Avînd în vedere diversitatea modului de prezentare a concentraţiilor cromifere în roca gazdă, s-au impus mai multe teorii explicative menite să elucideze mecanismul genetic de cristalizare şi acumulare a acestora. Apreciem că, particularităţile genetice şi de formă a unui zăcămînt, oricare ar fi dimensiunile sale, nu pot fi valabil generalizate pentru toate zăcămintele de substanţă cromiferă şi nici chiar pentru o parte din ele, fără a le studia pe fiecare separat, în vederea stabilirii notelor caracteristice generale şi particulare. Nu trebuie să pierdem din vedere nici faptul că, gradul inegal de competenţă tec-

tonică între corpurile de minereu (tectonic dure) şi roca gazdă de compoziţie peridotitică şi serpentinică (incompetentă tectonic), provoacă deplasarea corpurilor de minereu (sub acţiunea forţelor de stress) şi posibil fragmentarea lor prin fenomenul de budinaj, generator de corpuri lentiniforme înşirate în lungul axului de transport tectonic. Alteori, corpurile de minereu, formate în partea inferioară a cuptorului magmatic, pot fi injectate sub acţiunea presiunilor interne automagmatice, spre părţile periferice, cum spre exemplu este cazul corpurilor de pirotină nicheliferă de pe P. Cerboaia (Ciungani), susţinut de V. Lucca. Rezultă de aici existenţa posibilă a corpurilor de minereu, autohtone şi alohtone, în ultimul caz tectonice şi de injecţie. Toate acestea trebuie cunoscute cînd se abordează problema genezei oricărui zăcămînt endomagmatic.

A. G. Betehtin distinge două tipuri principale de zăcăminte cromifere. Zăcăminte de segregaţie, cauzate de concentraţia gravitaţională a cristalelor de cromit formate la început din topitură şi zăcăminte histeromagmatice care îşi au originea în topiturile bogate în crom ale ultimei faze de cristalizare, care s-au putut forma prin concentrarea cromului în zonele mai adînci ale cuptorului magmatic şi mai bogate în lichid, din cauza temperaturilor ridicate.

H. Borchert — 1960 consideră că toate zăcămintele de crom sînt produsele diferenţierii gravitaţionale a magmei intrusive.

T. Thayer — 1962 susţine că zăcămintele de cromit din complexele gabbro-peridotitice de tip alpin au luat naştere din zonele cromifere formate anterior în părţile mai adînci ale scoarţei pămîntului şi care au venit împreună cu masa peridotitică aproape complet cristalizată, dar încă în stare plastică. În această accepţiune, forma de zăcămînt este o consecinţă a modului de transport.

Se admite în general (A. Bateman — 1955) că principala cale de formare a cromitelor este segregarea.

Zăcămintele de magnezit

Pe teritoriul Jugoslaviei se cunosc bogate zăcăminte de magnezit de origine hidrotermală şi sedimentară.

Zăcăminte de magnezit hidrotermal. Cele mai renumite zăcăminte de magnezit hidrotermal sînt cantonate în rocile harzburgitice şi în dunitele serpentinizate din masivul Ibar (M. Ilici — 1952). La Zimovnik şi Poljane lîngă comuna Raşka afloreză numeroase filoane de magnezit. Grosimea filoanelor variază de la zeci de centimetri la maximum 23 m (rentabilitatea economică oprindu-se la 0,50 m grosime), iar lungimea lor este cuprinsă între 200 m şi 2 km. Orientarea filoanelor este E—V şi căderea spre S cu un unghi mare, adesea apropiat de verticală. În general sînt filoane simple dar nu lipsesc nici filoanele fasciculate. Prospectarea filoanelor se face prin cartări obişnuite şi în ultimul timp prin metode geofizice urmate de lucrări miniere.

Minereul este compact, are culoare albă, iar la microscop prezintă structură cripto-microcristalină şi textură masivă. Pe fisuri se remarcă depunerea epigenetică a silicei. La Zimovnik, zona centrală a unui filon de magnezit este umplută cu sepiolit — $Mg_8\ [Si_4O_{11}]\ H_2O.nH_2O$, de culoare brun-gălbuie (fig. 6). Analiza termică diferenţială (fig. 7) pune cu precizie acest diagnostic. Reflexele röntgen obţinute de noi prin metoda pulberilor (tabela 3) sînt caracteristice pentru varietatea B sepiolit (V. I. Miheev — 1957).

Fig. 6. Filon epitermal de magnezit *M* şi sepiolit *S* în zona centrală, cantonat în peridotite harzburgitice (Zimovnik — V. Ibarului).

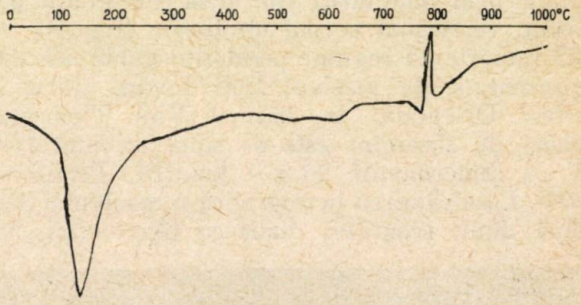


Fig. 7. Analiza termică diferenţială a sepiolitului de la Zimovnik.

Tabela 3

Anticatod = Co.

β sepiolit (Zimovnik)			
I	$d_{\alpha/n}$	*I*	$d_{\alpha/n}$
10	10,77	1	2,25
8	4,57	5	1,72
3	3,68	9	1,53
2	3,25	6	1,31
8	2,61		
	2,51	2	1,26

La microscop sepiolitul este incolor spre slab bruniu şi prezintă culori de interferenţă scăzute : cenuşii şi cenuşii gălbui. Structura colomorfă este figurată prin sferule concentrice şi radiar fibroase (fig. 8). În zăcămînt sepiolitul se dezagregă cu multă uşurinţă. Geneza filoanelor hidrotermale (epitermale) de magnezit şi sepiolit

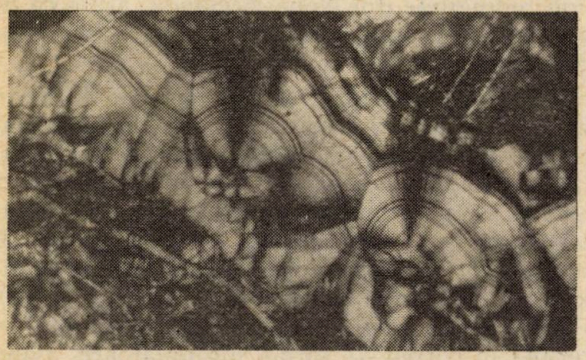


Fig. 8. Sepiolit — Zimovnik. Se remarcă structura colomorfă. Microfotografie, N (+), ×60.

este legată, după părerea prof. Milan Ilici din Belgrad, de vulcanismul terţiar cunoscut în regiune.

Zăcămintele hidrotermal-sedimentare de magnezit

a. Zăcămîntul hidrotermal-sedimentar de magnezit de la Bela Stena (V. Ibarului) s-a format într-un mic bazin lacustru de vîrstă miocenă. Interstratificate magnezitului se află nivele de marne, argile şi gresii care sînt prezente şi la partea superioară a zăcămîntului (fig. 9 şi 10). Din aceste sedimente N. Pantici a determinat următoarele amprente foliare : Pinus hepis (Ung.) Heer, Alnus keferşteini (Göpp.Ung.),

Fig. 9. Zăcămîntul de magnetit hidrotermal-sedimentar de la Bela Stena (V. Ibarului).

Quercus lanchitis (Ung.), Q. arijmeja, Q. neriifolis, Myrica lignitum, Laurus princeps etc. considerate de vîrstă miocenă inferioară şi medie.

Din cercetările lui M. Ilici (1952) rezultă că lungimea maximă a zăcămîntului este de 250 m, iar lăţimea de 190 m cu media 90 m. Minereul are o culoare albă-cenuşie şi textură stratificată, masivă şi brecioasă, ultima fiind o textură secundară rezultată prin tectonizarea zăcămîntului. La microscop magnezitul se prezintă ca o masă microcristalină, fiind intim asociat cu dolomit, calcit şi silice, minerale cu prezenţă subordonată;

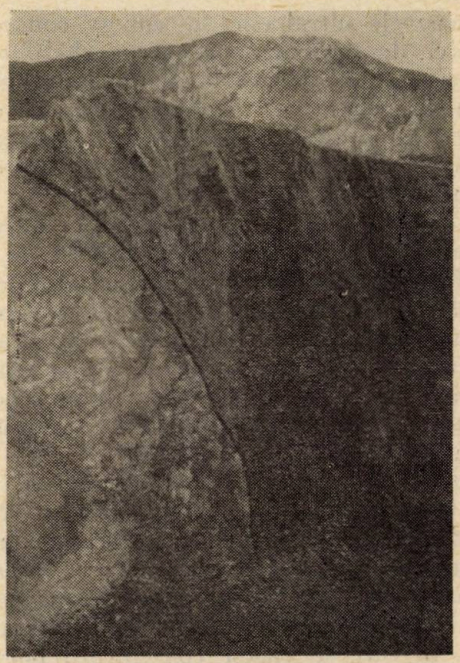


Fig. 10. Contact tectonic între zăcămîntul de magnezit şi sedimentele marno-grezoase din acoperiş de la Bela Stena (V. Ibarului).

rareori se remarcă relicte de minerale terigene. Rezervele de minereu se cifrează la 100 000 t, materialul fiind utilizat pentru produse refractare de către fabrica Magnohrom din Kraljevo.

Sub raport genetic, zăcămîntul de magnezit de la Bela Stena este considerat de M. Ilici ca un depozit sedimentar-hidrotermal, în relaţii genetice cu vulcanismul terţial din regiune. Soluţiile hidrotermale bogate în CO_2 au levigat magneziul din serpentine, l-au transportat sub formă de $Mg(Co_3H)_2$ de-a lungul fisurilor şi fracturilor în bazinul lacustru miocen, unde este depus sub formă de $MgCO_3$, prin precipitare.

b. Zăcămîntul de la Bela Kamen este situat pe teritoriul comunelor Strezovţ şi Novog Brda în apropiere de oraşelul Kosovske Kameniţe. Zăcămîntul este asemănător cu cel de la Bela Stena, atît ca mod de prezentare (structural), cît şi ca geneză. Vîrsta sa este miocenă superioară ; rezervele se cifrează la 1 750 000 t. Compoziţia chimică a magnezitului este reprezentată prin următoarele valori (M. Ilici, D. Manilovici—1966/67) :

SiO_2 = 14,00	CaO = 4,50
Al_2O_3 = 2,21	Na_2O = 0,26
Fe_2O_3 = 0,15	K_2O = 0,21
MnO = 0,03	$H_2O^{-110°}$ = 0,07
MgO = 35,63	Pierderi la calcinare = 42,90.

Zăcăminte de nichel

Fără intenţia de-a trata toate zăcămintele de substanţe minerale utile legate de rocile serpentino-peridotitice, mai amintim şi acumulările de Ni, atît în zăcăminte primare, cît şi în produse reziduale.

În masivele ultrabazice se cunosc concentraţii mai mici de minerale primare nichelifere, ele fiind prezente sub formă de incluziuni, concentraţii locale şi şliruri rezultate prin procesul de segregare. Mineralul nichelifer este pentlandita $(Fe,Ni)_9S_8$, iar ca purtător de nichel în reţeaua cristalină este pirotina.

Nu departe de Orahovţa (masivul ultrabazic Djakovici), lîngă lacul Prespa, se află un zăcămînt de Ni, Co şi Cu, la a cărui paragneză de minerale utile participă: cromitul magnetitul, pentlandita, pirotina nicheliferă, calcopentlandita, breithauptita, cubanita valleriita, calcopirita, calcopirotina, nichelina cloantita, rammelsbergita, skuterudita şi aur (S. Rakici-1963). Conţinutul în substanţa utilă este: Ni = 0,18 — 0,38% iar în zonele mai concentrate în nichelină ajunge la 2%. Co = 0,13 — 0,25% şi Cu = 0,25 — 2,73%.

Z. Maksimovici — 1952 a descris zăcămîntul de nichel de tip rezidual de la Ba (reg. Şumadia) nu departe de Ljig. Minereul se află într-un masiv de serpentine hidrotermalizate şi alterate supergen, în care se găsesc concentraţii bogate în garnierit. Conţinutul minereului este de 1% Ni.

Foarte cunoscut este zăcămîntul rezidual de la Goleş format prin alterarea exogenă a rocilor peridotitice. Zona dezagregată cu concentraţii de Ni are o grosime între 5—30 m. Cercetările întreprinse de Ci. Mulina (din S. Jankovici — 1967) au deosebit în cuprinsul zăcămîntului mai multe zone, care de la suprafaţă spre adîncime sînt:

— zona cu cuarţ, opal şi oxizi de fier;

— zona feruginoasă-argiloasă; se concentrează oxizii, hidroxizii de fier şi unii silicaţi;

— zona cu minereu şi nontronit, în care pe lîngă nontronit se mai află mult garnierit, goethit, serpentin, cuarţ şi opal (conţinutul mediu în Ni este de 1,5%);

— zona de transformare a serpentinei cu acumulări sărace în garnierit, nontronit şi oxizi.

În legătură cu masivele ultrabazice, în Jugoslavia se cunosc şi alte zăcăminte similare dar de importanţă mai redusă.

Rodingitul şi procesul de rodingitizare

Din expunerea făcută rezultă componenţa petrografică complexă a corpurilor ultrabazice (peridotito-gabbroice) de tip alpin, în care sînt prezente roci dunitice, piroxenitice, amfibolitice, precum şi gabbrouri, pegmatite-gabbroice, iar ca produse finale ale magmatismului apar soluţii pneumatolitice-hidrotermale sub a căror influenţă gabbrourile şi îndeosebi pegmatitele gabbroice se transformă în rodingit.

Rodingitul descris ca o nouă specie petrografică de către J. M. Bell—1911, din complexele dunitice din Noua-Zeelandă, era considerat o varietate macrogranulară de gabbrou filonian, alcătuit din 53% grossular, 36% diallag, 11% minereu, apatit, picotit, uneori cu conţinut de olivină, prehnit şi serpentin. Mai tîrziu, C. O. Hutton—1943, studiind rodingitele din Noua-Zeelandă, arată că de fapt granatul din aceste roci este un hidrogrossular.

În dunitele serpentinizate din masivul Rabrovo (Macedonia) am avut prilejul să vedem numeroase filoane de rodingit rezultat prin transformarea unui suport pegmatitic şi chiar a unor roci gabbroice. Aici dimensiunea filoanelor de pegmatit-gabbroic rodingitizat este în general redusă, grosimea lor variază de la cîţiva la zeci de centimetri, iar lungimea nu depăşeşte 50 m (fig. 11). În cazul transformării gabbrourilor, rodingitul se prezintă în corpul de formă întîmplătoare, avînd mărimea de ordinul cîtorva zeci de metri, exemplu corpurile din V. Suva (V. Uscată).

Compoziţia primară a pegmatitului constă din labradorbytownit şi diallag, iar produsul rezultat prin rodingitizare are o parageneză complexă: epidot — zoizit, clorit, wollastonit, tremolit, prehnit, hidrogrossular (hipşit), uneori vezuvian şi

Fig. 11. Filon de pegmatit gabboric rodingitizat, cu poziţie discordantă faţă de foliaţia de dungare a rocilor ultrabazice de la Rabrovo — Macedonia.

diopsid (fig. 12). Diallagul trece frecvent în bastit rezultînd pseudomorfoze în care se pot păstra relicte de piroxen.

K. Grčev şi P. Milenkovici — 1962 menţionează în masivul Ljubotensk un caz interesant de

transformare a piroxenitelor în rodingit, parageneza rezultată fiind în majoritate hipsit şi bastit.

G. V. Dal Piaz şi F. Grasso — 1967 descriu acelaşi proces de transformare a unor filoane de pegmatite gabbroice din serpentinele Alpilor Occidentali (Italia), asociaţia mineralogică nou formată fiind : uwarowit, grossular, uneori cu nucleu

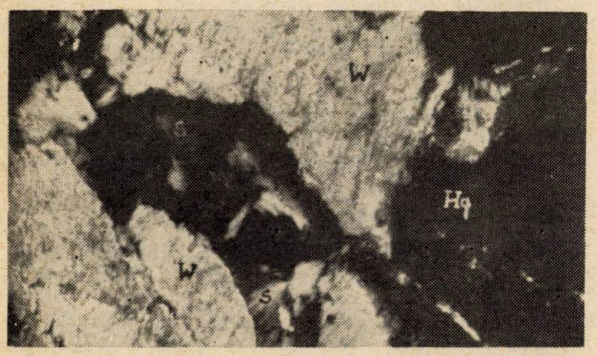


Fig. 12. Rodingit — Rabrovo. Hidrogrossular *Hg*, wollastonit *w* şi serpentin *S*. Microfotografic, N (+), ×60.

de uwarowit iar aceste cu incluziuni opace, clorit, vezuvian, diopsid, clinozoizit şi carbonat. Abundenţa locală a granaţilor a determinat pe geologii italieni, să denumească aceste produse drept „granatite".

Se consideră că fenomenul de rodingitizare a gabbroului şi a pegmatitelor sale are loc printr-o metasematoză de Ca în timpul procesului de serpentinizare, cu formarea unei parageneze complexe de silicaţi calcici, comparabilă, după părerea noastră, cu conţinutul metamorfismului de contact metasomatic în roci carbonatice.

Raportul masivelor ultrabazice cu rocile vecine

Studiile de teren întreprinse de geologii jugoslavi demonstrează că numai o minoritate din

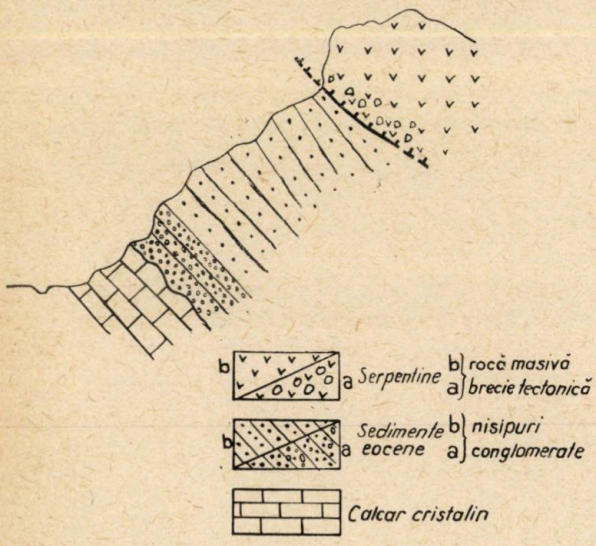


Fig. 13. Încălecarea sedimentelor eocene de masă serpentinică (masivul Rabrovo — Macedonia, contactul vestic).

numeroasele corpuri peridotito-serpentinice sînt în raport normal cu formaţiunile înconjurătoare — în care caz se poate recunoaşte o aureolă de exocontact cu formare de piroxeni, amfiboli şi granaţi —, majoritatea avînd raporturi tectonice de încălecare şi diapirism.

Serpentinele, comportîndu-se ca roci mai mult sau mai puţin plastice, sub acţiunea mişcărilor tectonice realizează structuri de încălecare şi chiar sîmburi diapirici. În profilul ridicat de noi la

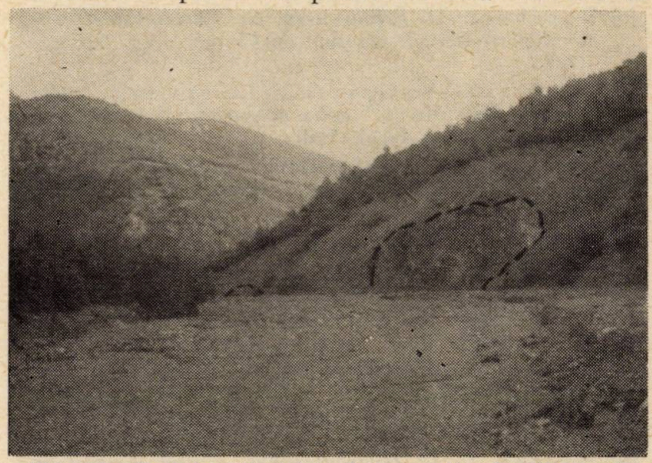


Fig. 14. Sîmburi diapirici de serpentin brecifiat, străpungînd argilitele foioase (siluriene ?), înşiraţi în lungul Văii Suga Rabrovo — Macedonia.

contactul vestic al masivului de la Rabrovo (fig. 13) rezultă încălecarea serpentinelor peste sedimentele eocene epicontinentale ale seriei de Djerdjelja.

În Valea Suva (partea estică a aceluiaşi masiv) se observă mici sîmburi diapirici de serpentin brecifiat, înşiraţi discontinuu în lungul văii (fig. 14), pe ambii versanţi, străpungînd „şisturile" foioase paleozoice (siluriene ?) neafectate de metamorfismul regional. B. Milovanovici şi S. Karamata (1957) presupun aici un diapirism jalonat de-a lungul unei linii tectonice.

Epoci metalogenetice şi vîrsta ultrabazitelor

Stabilirea epocilor metalogenetice cromifere presupune cunoaşterea vîrstei ultrabazitelor care este foarte dificil de stabilit — cu metode relative — cu atît mai mult cu cît contactele lor cu rocile înconjurătoare sînt de cele mai multe ori tectonice. Suma argumentelor stratigrafice privitoare la vîrsta ultrabazitelor sînt în măsură să ne informeze că (S. Jankovici 1967) :

— serpentinele sînt acoperite de sedimente cretatice ;

— fragmente de serpentin sînt conţinute ca galeţi în calcarele jurasice cu accidente silicoase ;

— sedimentele werfeniene din regiunea Prijepolja conţin fragmente de serpentin (M. Do-

nath — 1930), fapt observat şi la unele calcare triasice medii din Macedonia.

De aici concluzia că masivele ultrabazice ar fi paleozoice, iar mineralogeneza aparţine epocii hercinice sau probabil celei kaledonice.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bateman A. *The Formation of Mineral Deposits. New-York*, 1955.

[2] Bell, J. M. Bull. N. Z. Geol. Surv., 12, 1911.

[3] Borchert, H. *Erfahrungen an Turkischen Chromerzlagerstätten.* Symposum on Chrome Ore, Ankara, 1960.

[4] Dal Piaz G. V., Grasso F. *Le rodingiti l.s. nelle gallerie „Petit Monde" della autostrada Quincinetta—Aosta* Boll. Soc. Geol. Italia, 86, 2 ft., Roma, 1967.

[5] Donath, M. *Geologisch-mineralogische Studien an serbischen Chromitlagerstätten.* Disertation Freiberg, 1930.

[6] Grafenauer, S. *Geologija in postanek kromnih lejisci Raduşe.* Rud. met. zb. şt. 2, Ljubljana, 1956.

[7] Grafenauer, S. *Hromna nalajista ljubotinskog serpentinskog masiva.* Trud. na Geol. zav., sv., 6, Skopje, 1958.

[8] Grčev, K. Milenkovici, P. *Razvicie krovinskog dela Ljubotinskog serpentinskog masiva.* Referat na V savetovanja geologa F. N. R. Jugoslavije, Beograd, 1962.

[9] Hutton, C. O. *Hydrogrossular, a new mineral of the garnet-hydrogarnet series. Trans. Roy. Soc.* New Zealand, 73,174, 1943.

[10] Hiessleitner, G. *Geologie Mazedonischer Chromeizenerzlager-stätten.* Erz. und Hütte Jhrb., 79, H. 2., Beograd, 1931.

[11] Ilici, M. *Magnezitsko lejişte Bela Stena.* Zbornik radova Geol. i Rub. fac. T.V.S., Beograd, 1952.

[12] Ilici, M. *Magnesite deposits of the Ibar valley.* Guide for the excursion igneous rocks, geology and ore deposits of Kopaonik. Beograd.

[13] Ilici, M., Manilovici, D. *Magnezitsko lejişte Beli Kamen,* Beograd, 1966—1967.

[14] Jankovici, S., Petkovici, M. *Hromitska lejişta u podruciju Djakovicikog masiva.* Zb. rad. Rud. geol., fac., 27—43. Beograd, 1956.

[15] Jankovici, S. *Metalogenetske epohe i rudonosna podrucija Iugoslavie.* Beograd, 1967.

[16] Karamata, S. *Obşte karakteristike peridotitskog magmatizma u naşoj zemlji.* V, sav., geol., Jug., Beograd, 1962.

[17] Karamata, S. Milenkovici, P., Ciutirici, N. *A contribution to the Geochemistry of the Chromite Ores of Raduşa.* Bull. of the Inst. for Geol. and Geophysic. Research (Geology), Series 17, nr. 22—23, 1964/65.

[18] Maximovici, Z. *Prethodni rezultati prouciavanja pojava niklovih ruda kod sela Ba u zapadnoi Srbiji.* Zb. rad. SAN, Geol. inst., knj., 4, Beograd 1952.

[19] Mihcev, V. I. *Renthenometriceskii opredeliteli mineralov.* Moskva, 1957.

[20] Milovanovici, B., Karamata, S. *O dijapirizmu serpentina.* Vers. zav. za geol. i geofiz. istr., XIII, Beograd, 1957.

[21] Rakici, S. *Likvidno — magmatske pojave Co-Ni-Cu kod Petkovicia u peridotitskom masivu Orahovţa Kosmet-Srbija).* Gl. prir. muz., A., knj., 18, Beograd, 1963.

[22] Stoicovici, E., Moţiu, A. *Caracterul mineralogic şi structural al cromitelor din Banat.* Stud. Univ. Babeş-Bolyai, Geol.-Geographia, II, 1, Cluj, 1960.

[23] Terzici, M. *Karakteristike bazicinih magmatskih stena u Srbiji.* Bull. du Mus. d'Hist. Nat., Série A, Livre 16—17, Beograd, 1962.

[24] Terzici, M. *Recherches pétrographiques des roches gabbroïdes des Carpates de la Serbie.* Asoc. Geol. Carpato-Balcan. Congr. V, secţ. I, Min-Petrogr., Bucureşti, 1963.

Aparatul CendreX – analizator electronic de cenuşă din cărbunele spălat destinat cocsificării

Ing. Elena Georgescu şi ing. A. Pangalos

Întrucît la Preparaţia cărbunelui de la Lupeni produsul principal îl constituie cărbunele spălat pentru cocsificare cu cenuşă scăzută, se impune un control şi respectiv un reglaj deosebit în fluxul tehnologic.

Deoarece indicele de calitate cel mai important şi cel mai variabil al cărbunelui este conţinutul de cenuşă, acesta a necesitat determinarea rapidă a lui. În acest scop controlul fluxului tehnologic se realizează în prezent cu ajutorul aparatului CendreX.

Aparatul este de tip CendreX-V.700 fabricaţie ENRAF-DELET Olanda.

Descrierea instalaţiei

Instalaţia este formată din trei părţi distincte şi anume :

a — aparatul de preparare a probelor de cărbune-PREPEX ;
b — cofretul de distribuţie şi relee ;
c — aparatul analizator-CendreX al conţinutului de cenuşă.

a. *Aparatul Prepex* este constituit dintr-un tambur de uscare şi dintr-o moară de măcinare a cărbunelui. Proba ce se supune prelucrării conţine o umiditate maximă de 12% şi o granulaţie maximă de 6 mm, iar cea prelucrată 1,1% umiditate şi o granulaţie de 1 mm.

b. *Cofretul de distribuţie şi relee* conţine relee electromagnetice, termice şi intermediare necesare comenzilor de la distanţă şi a interblocărilor la diverse motoare electrice, precum şi semnalizările şi comenzile locale.

c. *Aparatul CendreX* — analizator al conţinutului de cenuşă se compune din (fig. 1) :

1 — stabilizator magnetic de alimentare ;
2 — stabilizator kW ;
3 — generator de înaltă tensiune ;
4 — tub de raze X ;
5 — alimentare cu înaltă tensiune pentru fotomultiplicator ;
6 — fotomultiplicator ;
7 — amplificator de semnale ;
8 — servomotor ;
9 — potenţiometru ;
10 — convertizor rezistenţă — curent ;
11 — înregistrator ;
12 a — proba de cărbune ;
12 b — proba de referinţă ;
13 — şurub de reglare a intensităţii razelor X pe proba de cărbune ;
14 — şurub de reglare a intensităţii razelor X pe referinţă ;
15 — compensator servo controlat ;
16 — obturator rotativ (chopper) ;
17 — aparate de măsură mA şi kV) şi în plus potenţiometru pentru reglarea miliamperajului de la tubul Röntgen.

Mai conţine un disc de amestec, un mixer, screper de rejecţie şi un nivelator.

Principiul de funcţionare

Razele emise de tubul Röntgen sînt împărţite în două de obturatorul rotativ *16*. Unul din fascicule cade pe proba de cărbune *12 a*, iar celălalt pe proba de referinţă *12 b*. Razele reflectate de pe cele două probe lovesc un ecran fluorescent, care convertesc razele X în lumină vizibilă. În spatele ecranului se află un fotomultiplicator *6*. Obturatorul *16* este pus în mişcare de un motor cu 3 000 rot/min.

În cazul cînd intensităţile celor două fascicule reflectate sînt egale, fotomultiplicatorul *6* nu primeşte semnal de c.a. Dacă intensitatea fasciculelor diferă, fotomultiplicatorul primeşte semnal de c.a. Acest semnal este amplificat de amplificatorul *7* şi trimis la servomotorul *8*. Un compensator servocontrolat *15*, impermeabil la razele X, este montat în spatele chopperului, în fluxul de cărbune. Servomotorul *8* mişcă compensatorul pînă ce intensitatea celor două fascicule reflectate este din nou egală. Poziţia compensatorului constituie o măsură a conţinutului de cenuşă şi este transmisă unui potenţiometru *9*, unui convertizor *10* converteşte rezistenţele potenţiometrului într-un curent de 0—5 mA la înregistratorul *11*.

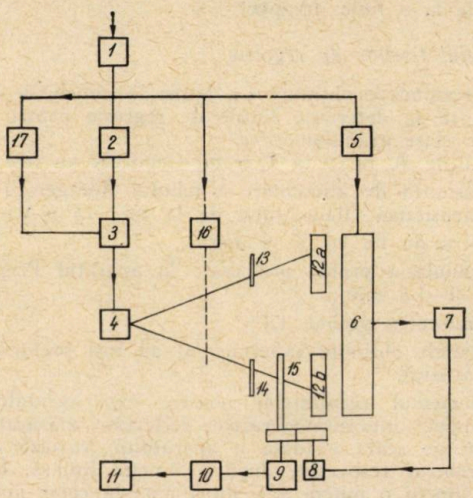


Fig. 1 Schema-bloc a aparatului CendreX.

Pregătirea probelor

Sorturile tehnologice la care se determină cenuşile cu aparatul CendreX sînt următoarele :

— Sortul 10—80 mm, Rheo cărbune cocsificabil.
— Sortul 0—10 mm, Rheo cărbune cocsificabil.
— Sortul 10—80 mm, Mediu dens cărbune cocsificabil.
— Sortul 0—10 mm, Zeţaj cărbune cocsificabil.

— Sortul 0—0,5 mm. Şlam flotaţie cărbune cocsificabil.
— Sortul 0—0,5 mm Şlam Flotaţie cărbune cocsificabil.

Deoarece granulaţia şi umiditatea probelor colectate din sorturile specificate nu sînt corespunzătoare condiţiilor impuse de a fi prelucrate cu aparatul Prepex, este necesară o pregătire în prealabil, şi anume sfărîmare în două trepte la dimensiunea de maxim 6 mm şi uscare în etuvă pentru şlamuri pînă la umiditatea de maximum 12%.

Rezultatele obţinute

Determinarea cenuşii cu aparatul CendreX durează între 18 şi 20 min. din care :
— pregătirea în prealabil a probei şi transportul pînă la aparatul Prepex între 10 şi 12 min ;
— pregătirea probei cu aparatul Prepex, 5 min ;
— determinarea propriu-zisă a cenuşii cu aparatul CendreX, 3 min.

Abaterile standard faţă de cenuşa determinată prin pirolizâ ale aparatului CendreX sînt între limitele ± 0,3—0,5.

Etalonarea aparatului CendreX

Etalonarea aparatului CendreX se face pe baza rezultatelor de determinare a cenuşii prin calcinare la probele tehnologice trecute în prealabil prin aparatul CendreX.

Întrucît aparatul CendreX se bazează pe fenomenul reflexiei difuze a razelor Röntgen, care cad oblic asupra unei probe de cărbune şi asupra unei suprafeţe de referinţă, între intensitatea razelor reflectate şi coeficientul de absorbţie rezultă următoarea relaţie hiperbolică :

$$I_r = \frac{I_o}{a + b_u}$$

în care :

I_r reprezintă intensitatea razelor reflectate ;
I_o — intensitatea razelor incidente :
a şi b — valori constante ;
u — coeficient total de absorbţie.

În domeniul 4—12% cenuşă, relaţia hiperbolică variază puţin de la o linie dreaptă.

Calculul liniilor de regresie

Din rezultatele obţinute s-a ajuns la concluzia că este necesar să se determite liniile de regresie pentru etalonare pe clase granulometrice.

Condiţiile de lucru la aparatul CendreX au fost :
— tensiunea de alimentare a tubului Röntgen, 11 kV ;
— intensitatea filamentului de la tub, 15 mA ;
— filtru de Fe cu ϕ 8 mm ;
— granulaţia probei prelucrate la aparatul Prepex de la 0—1,5 mm ;
— umiditatea probei, 1,1%.

Rezultatele obţinute experimental au fost prelucrate pe bază statistică.

În domeniul rezultatelor noastre experimentale (4—12% cenuşă), intensitatea razelor reflectate, măsurată prin diviziuni pe scala gradată a aparatului, variază cu cenuşa probelor respective după o funcţie liniară. Ecuaţia acestei funcţii o putem găsi după metoda celor mai mici pătrate din :

$$A_0 \sum x_i^2 + A_1 \sum x_i - \sum f_i x_i = 0$$

$$A_0 \sum x_i + nA_1 - \sum f_i = 0$$

în care :

A_0, A_1 sînt necunoscuţi ;
x_i — valorile indicate ale cenuşii determinate prin piroliză ;
f_i — diviziuni indicate de aparatul CendreX ;
n — numărul valorilor lui x_i

Ecuaţia liniei de regresie este $fx = A_0 \cdot x + A_1$

Înlocuind valorile obţinute experimental pe clase granulometrice am găsit ecuaţiile corespunzătoare liniilor de regresie.

a. Pentru clasa 10—80 mm s-au prelucrat un număr de 160 probe din sorturile tehnologice 10—80 mm Rheo şi 10—80 mm mediu dens.

$$A_0 \,.\, 11562{,}3 + A_1 \,.\, 1360 - 81082{,}68 = 0$$

$$A_0 \,.\, 1360 + 160\, A_1 - 9536 = 0$$

de unde :

$$A_0 = 11{,}6$$

$$A_1 = -39$$

iar ecuaţia dreptei $f(x) = 11{,}6.x - 39$.

b. Pentru clasa 0—10 mm s-au prelucrat un număr de 150 probe din sorturile tehnologice 0—10 Rheo şi 0—10 zeţaj.

$$A_0.11.616 + A_1.1320 - 73.392 = 0$$

$$A_0.1320 + 150.A_1 - 8340 = 0$$

de unde :

$$A_0 = 12$$

$$A_1 = -50$$

iar ecuaţia dreptei $f(x) = 12\, x - 50$.

c. Pentru clasa 0—3 mm s-au prelucrat un număr de 120 probe tehnologice 0—3 mm şlam hidrocalcinat.

$$A_0\, 9082{,}81 + A_1.1044 - 54\,288{,}1 = 0$$

$$A_0\, 1044 + 120\, A_1 - 6240 = 0$$

de unde :

$$A_0 = 10$$

$$A_1 = -35$$

iar ecuaţia dreptei $f(x) = 10\, x - 35$.

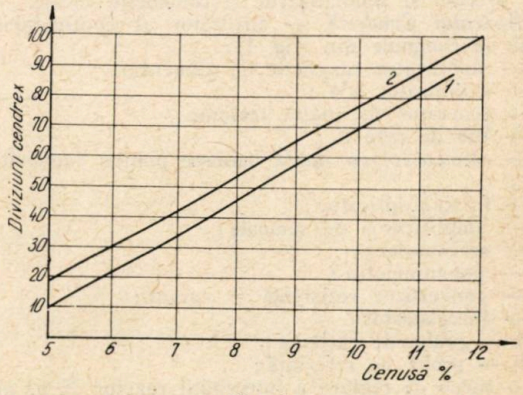


Fig. 2
1 — sortul 0—11 mm; *2* — sortul 10—80 mm.

d. Pentru clasa 0—0,5 mm s-au prelucrat un număr de 130 probe din sortul tehnologic şlam flotaţie.

$$A_0\, 9392{,}52 + A_1.1115 - 49710{,}6 = 0$$

$$A_0\, 1115 + 130\, A_1 - 5983 = 0$$

de unde :

$$A_0 = 9{,}4$$
$$A_1 = -34{,}6$$

iar ecuația dreptei $f(x) = 9{,}4\ x - 34{,}6$.

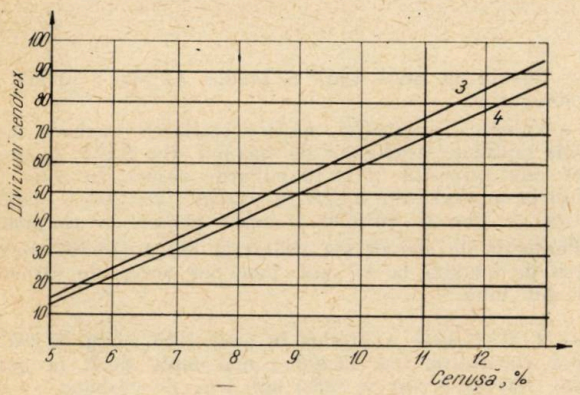


Fig. 3

3 – sortul 0–3 mm; *4* – sortul 0–0,5 mm.

Reprezentarea grafică a acestor funcții liniare este redată în figura 2, pentru clasa 10—80 mm și 0—10 mm, iar pentru clasa 0—3 mm și 0—0,5 mm, în figura 3.

Concluzii

— Durata de determinare a cenușii cu aparatul CendreX este mică (20 min.), comparativ cu metoda de determinare a cenușii prin calcinare (6 ore).

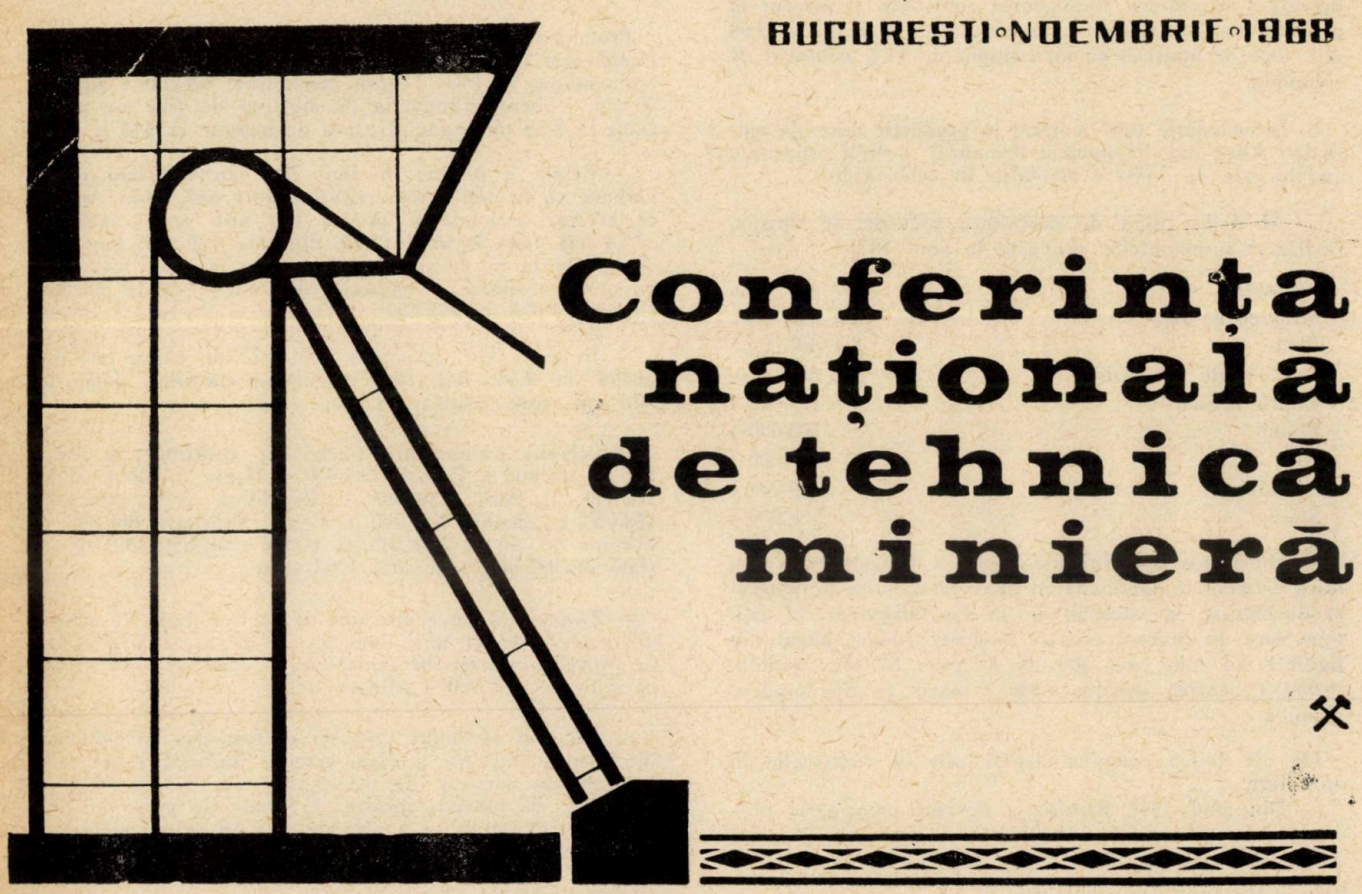
— Pentru ca abaterile standard să fie cuprinse între ±0,3—0,5, este necesar ca etalonarea aparatului CendreX să se facă pe clase granulometrice și periodic.

— Din rezultatele obținute s-a observat că după o perioară de aproximativ 6 luni abaterile standard depășesc limita admisă de ± 0,5 fiind necesară o reetalonare periodică.

— Abaterile standard la clasa 0—3 mm și 0—0,5 mm sînt mai mici datorită omogenizării mai bune, în schimb durata de determinare a cenușii este mai mare din cauza umidității care prelungește timpul de pregătire în prealabil a probelor.

— Din încercările de determinare rapidă a cenușii cu aparatul CendreX pe loturi de 100 t (condiții impuse de livrarea cărbunelui cocsificabil clasa 0—50 mm la C. S. Hunedoara) a rezultat abateri mai mari decît cele admise, problema continuînd să rămînă în studiu.

— Dereglarea aparatului CendreX se produce datorită depunerii de praf pe placa de referință și din cauza aparatajului electronic (lămpile electronice) care trebuie schimbate periodic, potrivit prescripțiilor firmei constructoare.



— Acord minier algero-marocan. Un contract pe termen de 5 ani a fost încheiat între Algeria și Maroc cu privire la extracția și transportul minereurilor. Minereul de plumb și zinc produs de minele de la El Abed vor fi concentrate la mina Bou-Beker. Concentratele de zinc vor fi reexpediate în Algeria, iar cele de plumb vor fi rafinate la uzina marocană de la Oued El Heimer.

— În insula South Stradbroke (Australia) în luna aprilie 1968 a intrat în funcțiune o nouă dragă concentratoare cu o capacitate de prelucrare de 1 500 t/h. Intrarea în producție a acestei noi instalații permite societății Minerals Consolidated să producă anual 160 000 t de rutil, zircon și monazit.

— În Australia, societatea Mineral Deposits Ltd a produs, prin exploatarea nisipurilor grele de pe litoral, 36 396 t rutil și 30 400 t zircon în anul 1966 și respectiv 40 522 t rutil și 34 628 t zircon în anul 1967. Pentru anul 1968 se estimează realizarea unei producții de 50 000 t rutil și 50 000 t zircon.

— Societatea Lawrence Columbium and Metals Corporation (Canada) în anul 1967 a produs 370 000 t de minereu de colombiu din care a obținut 1,16 t de Cb_2O_5. Programul de dezvoltare, în curs de realizare, va permite prelucrarea a 1 700 t/zi de minereu de columbiu. S-a executat săparea unui puț de 445 m adîncime din care s-au deschis 4 orizonturi. Exploatarea subterană a început la primele două orizonturi. Rezervele sînt estimate la 2,98 mil. tone de minereu cu un conținut de 48% pentoxid de columbiu.

— În octombrie 1967 a intrat în producție mina de molibden Alice Arm (Columbia Britanică) a cărei capacitate anuală este de 3 000 t molibden în concentrate .

— Al doilea plan de dezvoltare prevede, în Spania, realizarea următoarelor producții în anul 1971 :

Cărbune	17,7 mil. tone
Minereu de fier	10,0 mil. tone
Pirite	3,4 mil. tone
Concentrate de uraniu	0,6 mil. tone
Cupru rafinat	125 000 t
Plumb	105 000 t
Zinc	84 000 t
Aluminiu	120 000 t
Staniu	6 000 t

— Fabricarea cocsului din lignit a început în Republica Democrată Germană în anul 1952, pînă în prezent producîndu-se la cocseria de la Lauchhammer 12 mil. tone cocs. În prezent această cocserie produce anual din lignit 1 mil. tone cocs, 500 mil. m^3 gaze, 87 500 t gudron, 70 000 t benzină ușoară, 8 000 t fenol și alte produse chimice.

Un alt doilea complex similar este în construcție în apropiere.

— Din anul 1966 Brazilia a devenit principalul producător de minereu de columbiu cu o producție de circa 5 000 t concentrate cu 58—59% Cb_2O_5.

Mines et Métallurgie, iunie—iulie 1968

— Spania în anul 1967 a produs 54 500 t plumb și 70 800 t zinc.

— Valoarea producției miniere realizate (inclusiv materiile destinate producerii de energie) din S.UA. în anul 1967 este apreciată la 28,12 miliarde dolari. În acest an industria minieră din S.U.A. a produs : 282 260 t plumb, 493 000 t zinc și 861 650 t cupru (metal în conținut).

Producția de mercur s-a ridicat la 561 t (18 895 sticle) aceea de bauxită la 1,7 mil. tone, iar aceea de cărbune 498 mil. tone.

— R. P. Polonă a produs în anul 1967 circa 52 200 t cupru electrolitic (cu 12 400 t mai mult decît în anul 1966), 196 100 t zinc și 123,9 mil. tone de cărbune.

— Venezuela în anul 1967 a produs 17 mil. tone minereu de fier. Rezervele de minereu de fier sînt evaluate la 2,23 miliarde tone din care 1,6 miliarde tone de rezerve probate. Producția de aur este redusă (622 kg) deși rezervele probate însumează 1,9 mil. tone cu un conținut de 17 g aur/t. Ultimele explorări efectuate în statele Aragua și Miranda au permis reevaluarea rezervelor de minereu de nichel (zăcămîntul de la Loma de Hierro) care se ridică la 58,4 mil. tone cu un conținut de 1,6% Ni.

— În R.S.F. Jugoslavia producția de cărbune a înregistrat un ușor regres în anul 1967, 908 000 t huile față de 1,1 mil. tone în anul 1966 și 25,6 mil. tone lignit față de 28 mil. tone realizate în 1966.

Producția de minereu de cupru (5,9 mil. tone) și de plumb-zinc (2,6 mil. tone) a înregistrat o ușoară creștere, realizîndu-se 66 190 t cupru electrolitic, 53 200 t zinc și 93 850 t plumb. Producția de minereu de fier s-a menținut la 2,58 mil. tone și aceea de mercur la 545 t.

— Belgia a produs în anul 1967 cu 6% mai puțin cărbune ca în anul 1966, realizînd 16,4 mil. tone, Anglia în aceeași perioadă a produs 175 mil. tone (față de 177,4 mil. tone în anul 1966), din care 7,2 mil. tone din exploatări la zi. În anul 1967 în Anglia s-au închis 27 de mine, efectivul de mineri reducîndu-se de la 398 000 (în anul 1966) la 382 400.

— În anul 1967, producția mondială de cupru este estimată la 4,99 mil. tone metal în conținut, față de 5,26 mil. tone realizat în anul 1966.

Principalii producători (metal în conținut) au fost ; S.U.A. 860 000 t, Canada 537 000 t, Mexic 75 000 t, Chile 702 000 t, Peru 180 000 t, Republica Sud Africană 163 000 t, Zambia 645 000 t, Congo Kinshasa 300 000 t, Filipine 76 000 t, U.R.S.S și țările socialiste 995 000 t (față de 935 000 t în anul 1966) etc.

— Zăcămîntul de cupru zinc de la Fox Lake (Canada) are rezerve de 11 mil. tone cu 1,74% Cu și 2,35% Zn. Se prevede punerea în exploatare în anul 1970 cu o capacitate de 900 000 t minereu/an.

— Un nou zăcămînt (Sierrita) a fost pus în evidență în Arizona (S.U.A.) a cărui rezerve însumează 454 mil. tone cu un conținut de 0,3—0,34% Cu, 278 g/t Mo și 7 g/t Ag. Se prevede intrarea în producție peste doi ani prin exploatarea la zi a zăcămîntului, în primii cinci ani realizîndu-se o producție anuală de 52 000 t cupru, care urmează să crească la 55 000 t/an și producerea a 5 448 t/an molibden și 14 t/an argint.

— Tot în Arizona în districtul Lone Star s-a conturat zăcămîntul de la Safford. Mineralizația, dispusă la circa 240 m adîncime, se prezintă sub forma unui amas și se compune din chrysocol, malachit, brochantit, pirită și calcopirită cu un conținut mediu de 0,4% Cu la un volum de 1 800 mil. tone rezerve.

Se prevede exploatarea zăcămînului prin levigare prin utilizarea energiei nucleare la împușcarea în masă.

— Producția mondială în anul 1967 este estimată la 222 000 t staniu, 2 950 000 t plumb și 4,2 mil. tone zinc (metal în conținut).

— O societate minieră americană a obținut concesiunea zăcămîntului de zinc de la Mae Sod (560 km nord vest de Bangkok-Thailanda). Rezervele probate se ridică la 2,7 mil. tone de minereu de calamină cu un conținut de 37% Zn.

— În insula Vanua Levu (arhipelagul Fidji) a fost recunoscut un zăcămînt de bauxită cu rezerve exploatabile de 6 mil. tone minereu cu un conținnut de 50% Al_2O_3.

— Producția mondială de potasiu realizată în anul 1967 este estimată la 15,5 mil. tone. În Europa, U.R.S.S. se situează pe primul loc cu 2,8 mil. tone K_2O Canada a produs 2,34 mil. tone K_2O, R. F. a Germaniei 2,3 mil. tone, Franța 1,8 mil. tone, R. D. Germană 2,15 mil. tone, Italia 242 000 t, Spania 425 000 t, Israel 400 000 tone, etc.

— Un mare zăcămînt aluvionar de diamante a fost pus în evidență în Brazilia în statul Minas Gerais. Acesta se prezintă sub forma unei benzi largă de 200 m și lungă de 96 km. Rezervele exploatabile sînt apreciate la 380 mil. m^3 de aluviuni cu 0,013 carate/m^3. Proiectul în curs de aplicare prevede exploatarea cu o dragă (prelucrare 765 m^3/h) și realizarea din primul an a unei producții de 37 000 carate.

Annales des Mines, iunie 1968.

— Începînd din anul 1960 se execută cercetări privind solubilizarea aurului din minereuri cu ajutorul bacteriilor la zăcămîntul Ity din Coasta de Fildeș. Încercările nu au depășit pînă în prezent scara semiindustrială, dar se poate trage concluzia că pe cale bacteriană se poate obține o aducere a aurului în soluție (1—1,5 pînă la 10 mg/l). Cercetările continuă.

— În Franța se continuă cercetările privind îmbunătățirea recuperării la exploatare prin levigare a zăcămintelor sărace de uraniu folosindu-se acțiunea bacteriilor ferooxidante (Ferrobacilus).

Revue de l'Industrie Minérale, mai 1968.

Turcia produce în prezent aproape 8 mil. tone de cărbune pe an (50% huilă și 50% lignit). În curînd urmează să fie pus în exploatare zăcămîntul de lignit (descoperit în anul 1966) de la Elbistan care are o rezervă de 2,5 miliarde tone. Stratul, gros de 50 m, urmează a fi exploatat la zi, producția fiind destinată pentru centrale termice, fabricarea de brichete și îngrășăminte pentru agricultură.

— Rezervele mondiale de cărbune sînt estimate la 4 640 561 mil. t metrice, din care 48% se găsesc în Asia, 34% în America de Nord și 13% în Europa. Într-o statistică publicată recent de National Coal Association (S.U.A.) se dă o cifră aproape identică, 4 602 miliarde tone metrice.

Mines, nr. 131/1968.

— Randamentul subteran în minele de cărbuni din țările grupate în Comunitatea europeană a cărbunelui și oțelului a crescut de la 1,560 t/post în 1957 la 2,827 t/post în anul 1967. În Franța în acest interval numărul de accidente mortale raportate la 1 mil. tone de posturi a scăzut de la 4,37 la 2,66.

— În prezent în industria carboniferă franceză 2% din prețul de cost al cărbunelui îl reprezintă cheltuielile afectate pentru cercetare.

— În Italia este în curs de construcție o centrală termoelectrică la Spezia cu o putere instalată de 2 000 MW care va consuma 15 000 t de cărbune pe zi. Se prevede realizarea a 5 000 ore de funcționare pe an.

— În Republica Sud Africană în provincia Transvaal, în centrul bazinului carbonifer de la Camden, a intrat în funcțiune o termocentrală, care în anul 1969 va atinge capacitatea maximă proiectată (1 600 MW).

Mines, nr. 132/1968.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacția și administrația: București, Calea Victoriei nr. 109, sectorul I, telefon 15.15.40. Revista este editată de Oficiul de documentare și publicații tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administrația revistei. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I. P. „Informația" str. Brezoianu 23—25, București, c. 5810

Taxele poștale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1967.

43413

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

MINISTERUL MINELOR

DIRECȚIA GENERALĂ DE PROSPECȚIUNI ȘI EXPLORĂRI MINIERE

Întreprinderea de prospecțiuni și laboratoare I.P.L. București B-dul N. Titulescu nr. 85-87

— Execută lucrări de cercetări geologice (prospecțiuni geologice, geofizice și geochimice) pentru descoperirea zăcămintelor de minereuri auro-argentifere, neferoase, de fier, sare și nemetalifere, cărbuni etc., precum și pentru majorarea volumului de rezerve ale zăcămintelor în extinderea actualelor exploatări.

— Execută studii geologice de sinteză și expertize geologice.

— Contractează separat lucrări de măsurători geofizice, analize chimice, mineralogice și spectrografice, studii hidrogeologice, ridicări topo și triangulații.

— Execută asistență geologică pe bază de contracte cu beneficiarii executanți de lucrări geologice.

— Execută lucrări de explorare prin foraje de adîncime medie geologice și hidrogeologice), precum și prin lucrări miniere de suprafață și în subteran (șanțuri, puțuri, galerii, suitori și lucrări speciale).

Execută lucrări de construcții miniere, pe baza proiectelor puse la dispoziție de beneficiari.

— Activitatea întreprinderii **se extinde în toate regiunile țării și în străinătate,** pe bază de convenții sau contracte încheiate cu părțile interesate.

Pentru realizarea obiectivelor urmărite, întreprinderea este dotată cu laboratoare de analize chimice, mineralogice, spectrografice și constante fizice, sectoare de prospecțiuni geologice, geofizice (carotaj electric și radioactiv, măsurători de deviație, cavernometrie, termometrie, electrometrie și magnetism), geochimie, hidrogeologie, topografie și cartografie, precum și utilajele necesare executării lucrărilor de explorare.

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIX Nr. 11 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Мэнеску Д. *Современное состояние и перспективное развитие открытых разработок угольных месторождений.*

Производится вкратце современное состояние и перспективное развитие открытых разработок угля в мировом масштабе, а также и тенденции модернизации технологии и эксплуатационного оборудования в этой области.

Гросу А. *Несколько современных аспектов в связи с эффективностью геологических работ для цветных руд металлов.*

Приводятся несколько аспектов в связи с рациональной разведкой месторождений и выполнение этих работ в виду повышения экономической эффективности.

Ковач Ш., Попеску Ал. и Онак Г. *Исследование возможности эксплуатации запаса полезного ископаемого, замороженного в целике безопасности ствола пг.3, линзы I, между горизонтами 300—340 на руднике Алтын Тепе.*

На основании наблюдений и произведенных на месте исследований, а также лабораторных изучений, приводится рациональный метод выемки полезного ископаемого из панели безопасности ствола nr. 3 на урднике Алтын-Тепе.

Михэилеску Лидия и Туллиу, Д. *Применение полиакриламида для очистки сточных вод в угольной промышленности.*

Авторы излагают вопрос очистки сточных вод в Валя Жиулуй применением мономолекулярных реагентов типа полиакриламида.

Суру, В. *Промышленная оценка месторождений хризотилового асбеста в период предворительных разведочных работ.*

На основании геологических условий, ограниченных эксплуатационностью месторождений азбеста, авторы определяют необходимые для промышленной оценки параметры запасов, а также и способ сортировки запасов азбеста, ещё в стадии поисков и разведки их.

Мырза И. и Караматa С. *Ультраосновные магматиты СФР Югославии с главными место рождениями и орудненими, связанными в этими.*

Авторы анализуруют геологические, петрографические и минералогические характеристики ультраосновных массивов СФРЮгославии.

Джорждеску Еленаи Панджелос, А. *Аппарат Чендрекс-электронный анализатор золы мытого угла, предназначенного для коксования.*

Проводится способ определения золы коксующегося угла посредством аппарата Чендрекс.

INHALT

Mănescu, D. *Heutiger Stand und zukünftige Entwicklung der Tagebauten in Kohlenlagerstatten.*

Der Aufsatz enthält eine kurze Beschreibung des heutigen Weltstandes und der Entwicklungsperspektiven der Kohlengewinnung im Tagebau, sowie auch die Modernisierungsbestrebungen hinischtilch der Technologie und Gewinnungsgeräte auf diesem Gebiete.

Grosu A. *Einige aktuelle Gestichtspunkte hinsichtlich der Wirksamkeit geologischer Arbeiten für Nichteisenerze.*

Es werden einige Aspekte hinsichtlich der zweckmässigen Schürfung der Lagerstätten und Ausfürhrung dieser Arbeiten zwecks Erhöhung des ökonomischen Wirkungsgrades dargelegt.

Covaci, St. Popescu Al. und Onac Gh. *Studie hinsichtlich der Gewinnungsmöglichkeiten von Vorräten an nutzbaren Mineralien, die im Sicherheitspfeiler des Schachtes Nr. 3, Linse I, zwischen den Horizonten 300—240 m der Grube Altn Tepe verbleiben.*

Auf Grund der Beobachtungen und an Ort und Stelle ausgeführten Untersuchungen, sowie der Laborversuche wird ein zweckmässigs Gewinnungsverfahren der nutzbaren Mineralien Tepe beschrieben.

Mihăilescu Lidia und Tulliu, D. *Anwendung der Polyakrylamide bei der Reinigung der Abwässer aus der Kohlenindustrie.*

Die Verfasser behandlen das Problem der Wasserreinigung im Jiutal unter Anwendung von monomolekulären Reagenzien der Type Polyakryamilamide.

Suru V. *Industrielle Einschützung der Lagerstätten von Krysotliasbest während der Vorforschungsarbeiten.*

Auf Grund der beschränkten geologischen Abbaumöglichkeiten der Asbestlagerstätten bestimmt der Verfasser die für die industrielle Werteung der Vorräte notwendigen Parameter, sowie auch die Art der Auswahl der Asbestvorräte, schon im Laufe der Schürfung und Forschung.

Mirza I. und Karamata D. *Ultrabasische Magmagesteine aus Jugoslavien mit ihren Hauptlagerstätten und Mineralisationen.*

Die Verfasser analysiern die geologischen petrographischen und mineralogenetischen Merkmale der ultrabasischen Gesteine aus Jugoslavien.

Georgescu Elena und Pangelos A. *Das Cendrex Gerät, elektronischer Analysator für Asche aus gewaschener Verkokungskohle.*

Es wird das Bestimmugsverfahren der Asche in verkokbarer Kohle mittels des Centrex-Gerates beschrieben.

SOMMAIRE

Mănescu, D. *Perspectives et particularités de l'axploitation à ciel ouvert des lignites dans la République Socialiste Romania.*

Grosu. A. *Aspects actuels concernant l'efficience des travaux de recherche dans les gîtes de métaux nonferreux.*

Sont présentés certains aspects ayant trait à la recherche géologique rationnelle des gisements et à l'exécution de ces travaux, de maniére à réaliser une efficience economique accrue.

Covaci, St., Popescu. Al. et Onac, Gh. *Etude des possibilités d'explotation des réserves bloquées dans le pilier de sûrté du puits d'extraction nr. 3., lentille I, entre les niveaux 300 et 340 mètres, à la mine S'Altîn-Tepe.*

En vertu des observations et des études effectuées sur le terrain, ainsi qu'à la suite des recherches au laboratoire, on présente une méthode rationnelle permettant l'exploitation de la substance minérale utile bloquée dans le pilier de sûreté du puits d'extraction nr. 3 au siège d'Altîn-Tepe.

Mihăilescu Lidia et Tulliu D. *L'utilisation du polyacrylamide ál'épuration des eaux résiauoires résultant des laveriés dans l'industrie charboniere.*

Les auteurs traitent le probléme de l'épuration des eaux résiduaires dans le bassin charbonnier de Valea Jiului, par l'emploi des réactifs monomoléculaires du type des polyacrylamides.

Suru V. *L'évoluation industrielle des gîtes d'asbeste chrysotile durant l'exécution des travaux de recherche préliminaire.*

En vertu des conditions géologiques limitées par l'exploitabilité des gisements d'amiante, les auteurs déterminent les paramétres nécessaires à l'évaluation des réserves industrielles d'asbeste, ainsi que le mode de sélection de celles-ci, dès la phase de prospection et de recherche.

Mîrza, I. et Karamata, S. *Les magnétites ultrabasiques de la Yougoslavie et les principaux gisements et mineralisations en relation avec celles-ci.*

Les auteurs analysent les caractéristiques géologiques, pétrographiques et minéralogénétiques des massifs ultrabasiques de la Yougoslavie.

Georgescu Elena et Pangelos, A. *L'appareil ,,Contrex'' — analyseur électronique de la teneur en cendre du charbon lavé, destiné á la cokéfaction.*

On présente la méthode de déterminations de la teneur en. cendre du charbon cokéfiable, à l'aide de l'appareil ,,Contrex''

CONTENTS

Mănescu, D. *Present stage and perspective development of open—pit exploitation of coal deposits*

Grosu A. *A few actual aspects regarding the efficiency of geological explorations for nonferrous ores.*

The article presents a few aspects regarding rational exploration of ore deposits and ways to carry-ont such works to increase their economic efficiency.

Covaci, St., Popescu Al. and Onac, Gh. *Study reagarding possibilities to extract the reserve of useful minerals immobilised in the safety pillar of nr. 3 shaft, lens 1, between the 300 and 340 levels,* at *the Altin-Tepe mine.*

Based on observations and research carried as well as on laboratory experiments, the authors present a rational metohod of extracting the useful minerals from the nr. 3 shaft residual pillar at the Altîn-Tepe mine.

Mihăilescu Lidia and Tulliu, D. *The use of polyacrylamide to purify residual waters from coal washeries.*

The authors treat the problem of purifying residual waters form Jiu Valley coal washeries using monomolecular reagents of the polyacrylamine type.

Suru V. *Industrial evaluation of chrisotyl asbestos during preliminary explorations.*

Based on geological conditions limiting exploitability of asbeste deposits, the authors determine the necessary industrial evaluation parametres of the deposit as well as sorting asbests deposits even in the prospecting and exploration phase.

Mîrza, I. and Karamata S. *The ultrabasic magnetites from F.S.R. Yugoslabia, the main deposits and connected mineralisations.*

The authors analyse the geological petrographic and mineralogenetic characteristics of the ultrabasic deposits from F.S.R Yugoslavia.

Georgescu Elena and Pangelos A. *The ,,Centrax'' apparatus — an electronic analyser of ash in the washed coal for coking.*

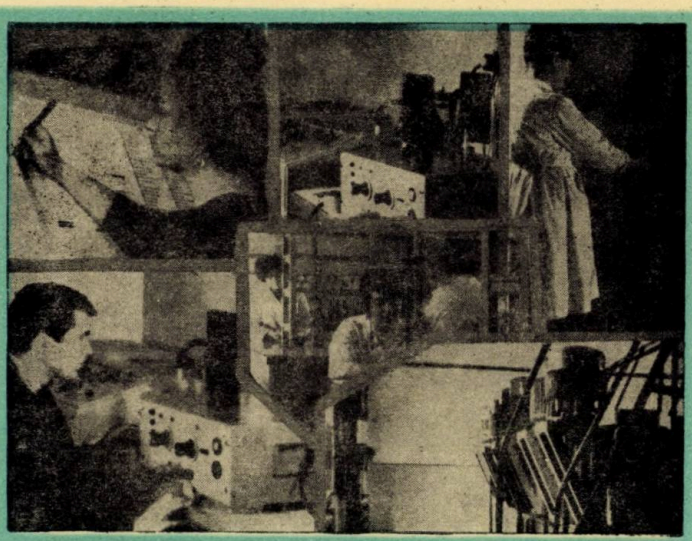
The article presents the method of ascertaining the ash content of coking coal with the ,,Centrax'' apparatus.

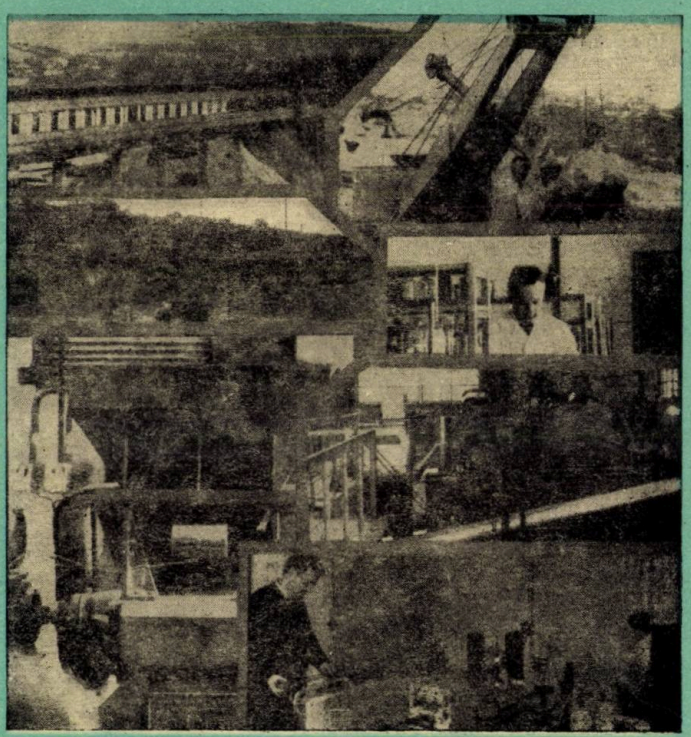
CCSN CLUJ, CENTRUL DE CERCETARI PENTRU SUBSTANȚE NEMETALIFERE

din cadrul Întreprinderii miniere Cluj, cu sediul în Cluj, str. Căii Ferate nr. 10-11, telefon 22330, interior 181, interurban 24, telex 031 sau 227, execută lucrări de cercetări, studii și analize pentru minerale nemetalifere, argile refractare, roci, minereuri de fier, ape reziduale, la cererea unităților interesate din industria minieră și alte ramuri, din întreaga țară, pe bază de convenții și contracte. Pentru realizarea obiectivelor urmărite, CCSN-CLUJ este dotat cu laboratoare de analize chimice și fizice, cu aparatură modernă pentru analize microscopice, granulometrice-micronice cu piloți pentru încercări fizice și de preparare mecanică și sortare calorimetrică, precum și cu personal tehnic de înaltă calificare, încadrat în serviciile sale de cercetare minieră și de preparare.

CCSN—CLUJ execută:

- studii de cercetări pentru metode de exploatare în subteran și la suprafață:
- colaborări la studii de aeraj;
- studii geologice și miniere;
- clasări de nisipuri
- încercări de flotație
- încercări de înnobilare chimică;
- clasări colorimetrice SORTEX
- secțiuni microscopice
- secțiuni lustruite
- analize microscopice
- analize granulometrice micronice
- determinări de grad de alb
- microfotografii
- studii mineralogice și petrografice
- analize calitative de dispersie medie pentru Fe, Si, Ca, Mg, Ti
- analize semcantitative pentru elemente
- determinări radiometrice calitative
- determinări de radiochimie
- analize fizice (granulometrice, componente levigabile, rezistențe mecanice, permeabilități punct vitrificate, plasticitate, etc)
- analize chimice complete (silicați, minereuri de fier, silice liberă, calcare și dolomite, ape).





- CAOLIN de Aghireș STAS 232/53 pentru ceramică fină și electroceramică
- NISIP SPĂLAT de Aghireș STAS 5609/66 pentru turnătorii, sticlă și porțelan
- NISIP SPĂLAT SPECIAL de Aghireș NI 172/65 pentru turnătorii
- FELDSPAT MĂCINAT de Muntele Rece—Cluj STAS 268/65 pentru ceramică fină, electroceramică, sticlă, electrozi
- BENTONITĂ MĂCINATĂ LIANT de Valea Chioarului—Cluj STAS 3624/62 pentru turnătorii
- CALCAR (calibrat) STAS 5297/63 pentru furnale, STAS 3967/55 pentru industria sodică
- DOLOMITA (calibrată) de Buru pentru sticlă și ceramică fină
- ARGILE REFRACTARE de Suncuiuș STAS 2554/62 pentru industria siderurgică
- CONCENTRAT DE FIER de Căpuș NI 157/64 pentru siderurgie;
- PĂMÎNTURI REFRACTARE de Popești NI 75/55 pentru siderurgie.

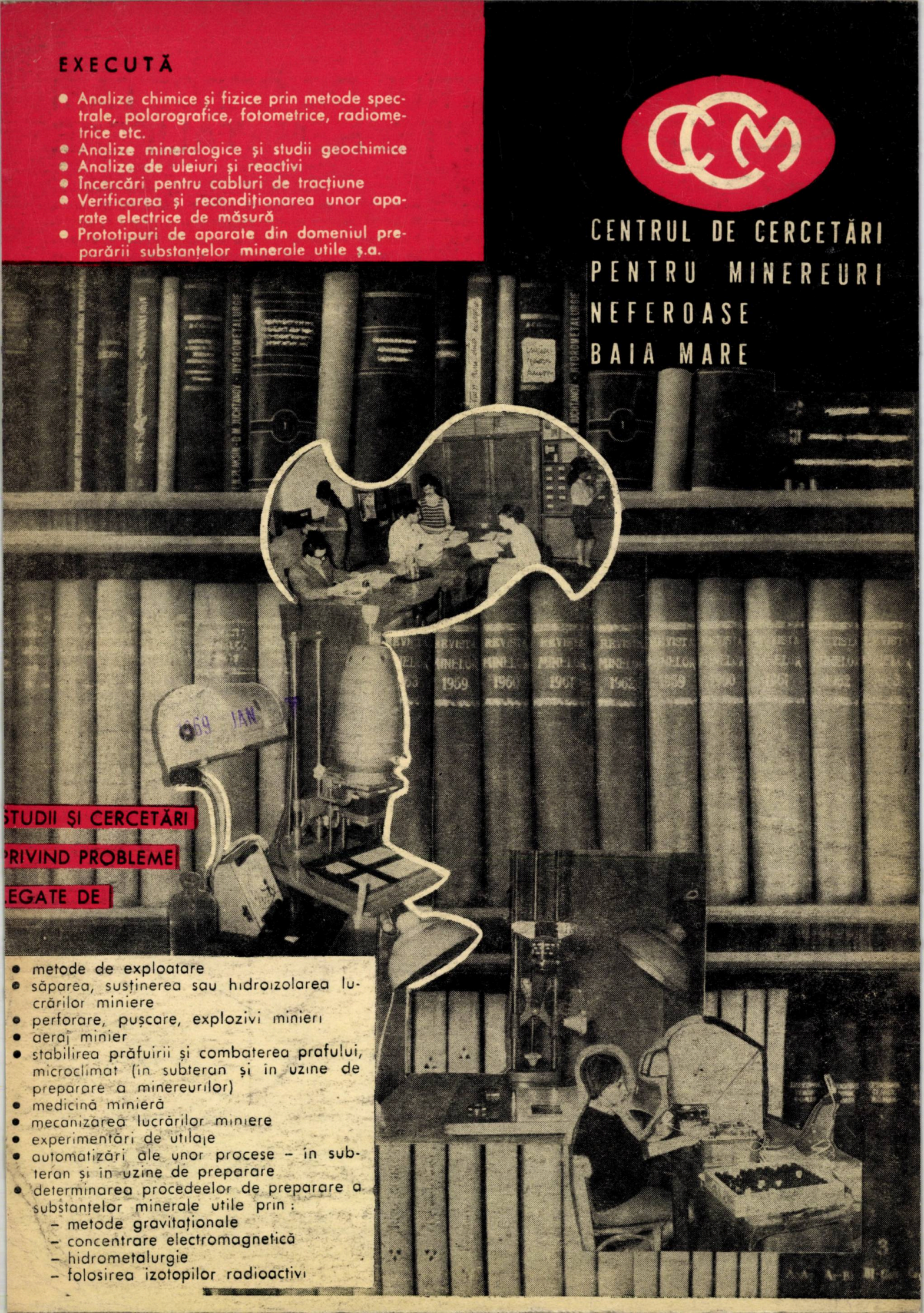
ÎNTREPRINDEREA MINIERĂ—CLUJ

cu sediul în Cluj, str. Horia 78, telefon 22830, interurban 24, telex 031 sau 227, produce și livrează la cererea consumatorilor din țară o gamă variată de sortimente miniere preparate și calibrate, pentru multiple utilizări în industria națională.

EXECUTĂ

- Analize chimice și fizice prin metode spectrale, polarografice, fotometrice, radiometrice etc.
- Analize mineralogice și studii geochimice
- Analize de uleiuri și reactivi
- Încercări pentru cabluri de tracțiune
- Verificarea și recondiționarea unor aparate electrice de măsură
- Prototipuri de aparate din domeniul preparării substanțelor minerale utile ș.a.

CENTRUL DE CERCETĂRI PENTRU MINEREURI NEFEROASE BAIA MARE



STUDII ȘI CERCETĂRI PRIVIND PROBLEME LEGATE DE

- metode de exploatare
- săparea, susținerea sau hidroizolarea lucrărilor miniere
- perforare, pușcare, explozivi minieri
- aeraj minier
- stabilirea prăfuirii și combaterea prafului, microclimat (în subteran și în uzine de preparare a minereurilor)
- medicină minieră
- mecanizarea lucrărilor miniere
- experimentări de utilaje
- automatizări ale unor procese – în subteran și în uzine de preparare
- determinarea procedeelor de preparare a substanțelor minerale utile prin :
  - metode gravitaționale
  - concentrare electromagnetică
  - hidrometalurgie
  - folosirea izotopilor radioactivi

E 1433

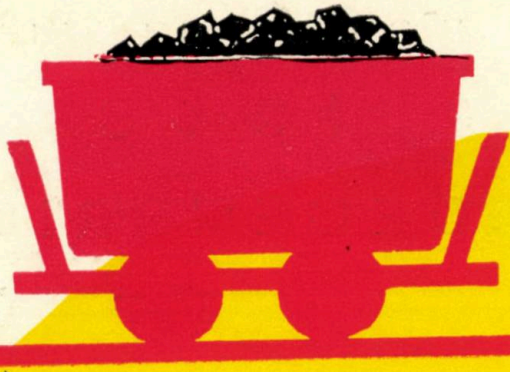
12

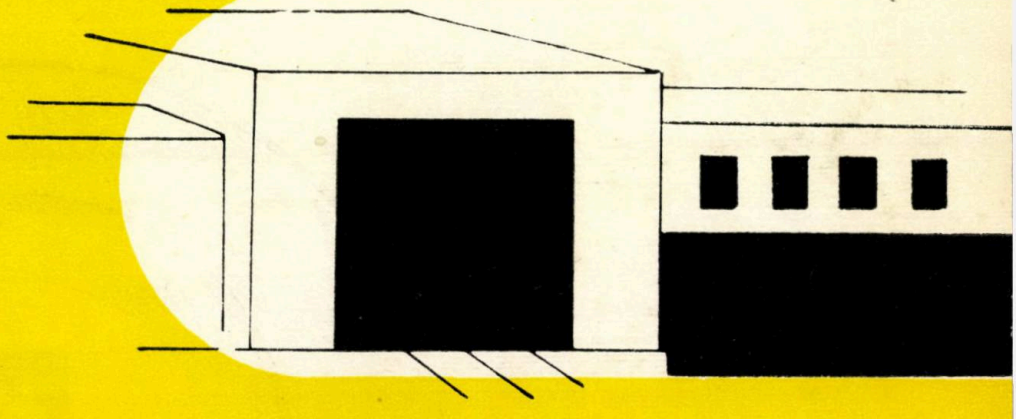
VOLUMUL XIX

1968

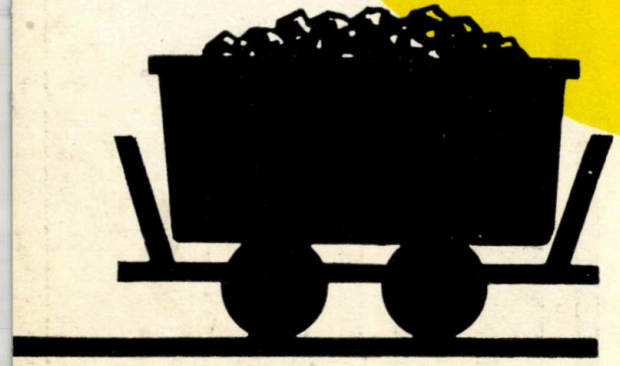
DECEMBRIE

REVISTA MINELOR





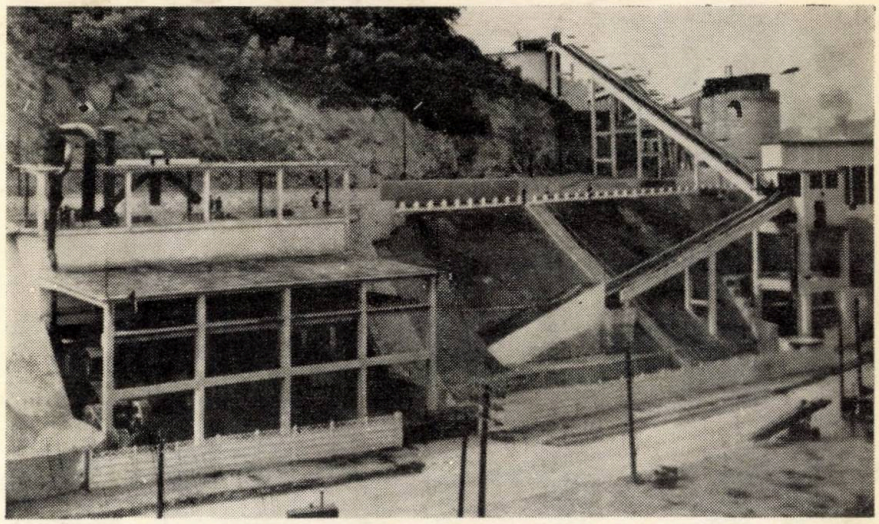
COMBINATUL MINIER



BAIA MARE

E 1433

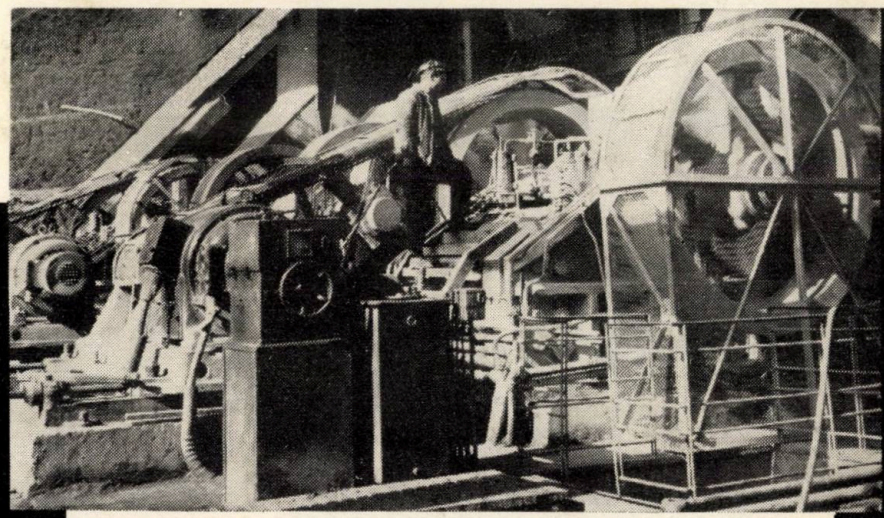
MINISTERUL MINELOR



UZINA DE PREPARARE TELIUC
VEDERE PARȚIALĂ DIN INSTALAȚIA DE SFĂRÎMARE

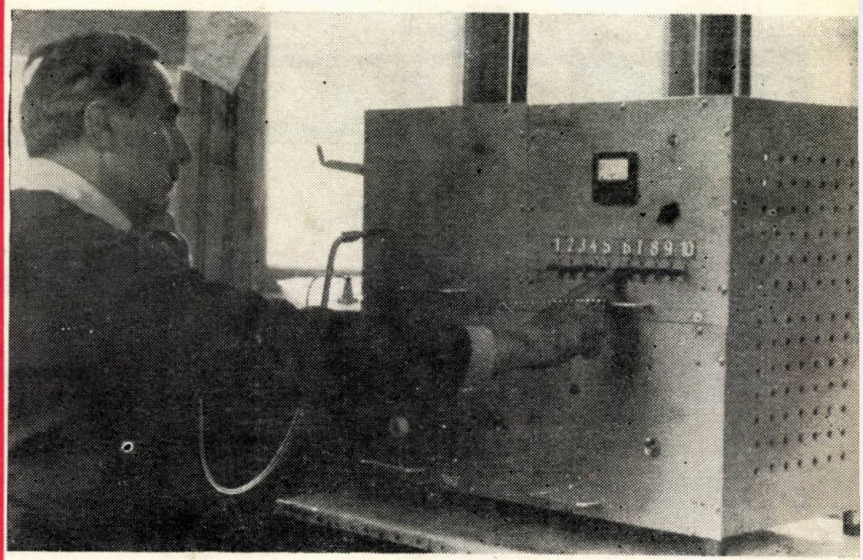
ÎNTREPRINDEREA MINIERĂ

UNEDOARA



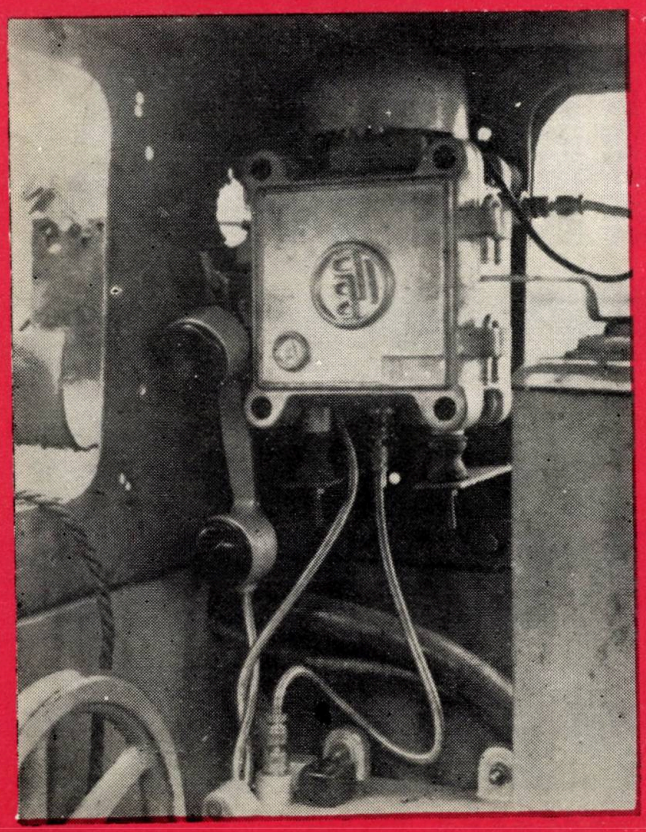
UZINA DE PREPARARE TELIUC.
INSTALAȚIA DE SFĂRÎMARE TREAPTA I-a

INTREPRINDEREA MINIERĂ PLOIEȘTI



Stația dispecerului, emisie—recepție cu apel selectiv

Instalația radio-telefonică pentru dispecerizarea transportului subteran la mina Filipești de Pădure



Postul emisie — recepție tranzistorizat, instalat pe locomotive

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XIX Nr. 12 1968

Cuprinsul

Mănescu, D. — **Stadiul actual şi dezvoltarea în perspectivă a exploatărilor la zi a zăcămintelor de cărbuni** . . . . . 505—512

Stanciu, C. — **Tendinţe în construcţia maşinilor de încărcat şi transportat.** . . . . . 513—520

Fotă, D. — **Stabilirea valorilor caracteristice ale indicatorilor fizico-mecanici ai rocilor prin metode statistico-matematice.** 521—530

Andronescu, A. — **Contribuţii la studiul uraninitului, pechblendei şi thucholitului prin metode optice cu raze X şi spectrofotometrie de absorbţie în infraroşu.** . . . . . 531—536

RECENZII

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION, ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIX Nr.12 1968

СОДЕРЖАНИЕ

Мэнеску, Д. *Современная стадия и перспективное развитие открытых разработок угольных месторождений* (II)

Станчу, К. *Тенденции в конструкции погрузочных и транспортных машин.*

В статье автор приводит конструкцию и современные типы погрузочной машины с бункером.

Фотэ, Д. *Определение значений характеристик физикомеханических показателей пород статистическим-математическим методом.*

Автор излагает статистически-математические методы, которые могут быть применены при определении значений физико-механических показателей пород

Андронеску Аншоара *Вклад в изучение уранинита, урановой смоляной руды и тухолита посредством оптического метода с применением рентгеновских лучей и спектрографии абсорбции инфракрсной зоны.*

Статья содержит результаты микроскопических исследований при помощи рентгеновских, лучей и спектрографии по инфракрасной зоне, произведенных в целях определения урановых руд и тухолита.

SOMMAIRE

Mănescu, D. *Le stade actuel et l'extension en perspective de l'exploitation à ciel ouvert des gisements de charbon* (II).

Stanciu, C. *Tendance dans la construction des chargeuses-transporteuses.*

L'article présente la construction et les types actuels des pelles-chargeuses à benne basculante.

Fotă, D. *Détermination de la valeur des indices caractéristiques physico-mécaniques des roches par les métodes de la statistique mathématique.*

L'auteur présente les méthodes de la statistique mathématique applicables à la détermination des indices caractéristiques physico-mécaniques des roches.

Andronescu Anişoara *Contributions à l'étude de l'uranite, de la pechblende et du thuchollyte par des méthodse optiques en rayons X et spectographie d'absorbtion en infrarouges.*

INHALT

Mănescu, D. *Heutiger Stand un zukünftige Entwicklung der Tagebaue in Kohlenlagerstätten* (II).

Stanciu C. *Bestrebungen in der Herstellung von Lade- und Fördermaschinen.*

Im Aufsatz beschreibt der Verfasser den Bau und die gegenwärtigen Bunkerlademaschinentypen.

Fotă, D. *Bestimmung der Werte, die physikalisch-mechanischen Kennziffern der Gesteine kennzeichnen, mittels statistisch-mathematischer Verfahren.*

Der Verfasser legt die statisch-mathematischen Methoden, welche zwecks Bestimmung der pysikalisch-mechanischen Kennziffernwerte der Gesteine angewendet werden können, dar.

Andronescu Anişoara *Beiträge zur Untersuchung des Uraninits, der Pechblende und des Thucholits mittels optischer Methoden mit Rhöntgenstrahlen und infraroter Absorptionsspektographie.*

Die Abhandlung enthält die mikroskopischen Untersuchungsergebnisse mittels Rhöntgenstrahlen und infraroter Spektographie zwecks Identifizierung der urnhaltigen Mineralien und des Thucholits.

CONTENTS

Mănescu, D. *Present stage and perspective development of open-cast working of coal deposits* (II).

Stanciu C. *Present trend in the design of bunker-loaders.*

The author presents the design properties and types of bunker-loaders.

Fotà, D. *Establishing rock's characteristic physic-mechanical index values, by statistic-mathematical methods.*

The author presents the statistic-mathematical methods which may be used to determine the rock's physic-mechanical index values.

Andronescu Anişoara *Contributions to the study of uranite, pechblende and thucholite by X-ray optical methods and ultrared absorption spectrophotography.*

The article contains the results of X-ray and infrared spectrophotographie microscopic research regarding the identification of uranium and thucholite minerals.

REVISTA MINELOR
ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA
ANUL XIX Nr. 12 1968

Stadiul actual şi dezvoltarea în perspectivă a exploatărilor la zi a zăcămintelor de cărbuni (II)

Ing. D. Mănescu

Transportul cărbunelui şi sterilului în cariere reprezintă una din principalele probleme ale exploatărilor la zi, în special din cauza volumelor mari de manipulat.

Dacă se au în vedere toate mijloacele de transport existente, atît pentru cărbune, cît şi pentru steril se pot enumera :

a — calea ferată normală şi îngustă ;
b — transportoarele cu bandă de cauciuc ;
d — autotransport ;
c — transport hidraulic ;
e — depunere directă în haldă ;
f — depunere în haldă prin poduri de transport cu bandă.

În baza datelor existente s-a întocmit tabela 9, în care se prezintă volumele procentuale pe mijloacele de transport utilizate în 1966 şi parţial cele ce se întrevăd a se folosi în 1976.

Analizînd datele rezultă că pentru huile, cu excepţia Angliei care utilizează benzi pentru circa 6,5% din volumul de transportat, în rest se utilizează, în principal, depunerea directă în haldă a sterilului cu excavatoare cu lingură şi transportul cărbunelui cu auto (S.U.A.) sau transport complet auto.

În ce priveşte cărbunele brun, se constată că unele ţări în care în prezent se foloseşte transportul pe calea ferată (Bulgaria, Cehoslo-

Tabela 9

Ţara	Mijloace de transport, %											
	cale ferată		transportoare cu bandă		poduri de bandă		depunere directă		auto		transport hidraulic	
	1966	1976	1966	1976	1966	1976	1966	1976	1966	1976	1966	1976
Huile												
Franţa	—	—	—	—	—	—	—	—	100	—	—	—
Anglia	—	—	—	—	6,5	6,5	—	—	93,5	—	—	—
Jugoslavia												
S.U.A.	—	—	—	—	—	—	85	—	15	—	—	—
Cărbuni bruni												
Austria	—	—	—	—	80	—	—	—	20	—	—	—
Bulgaria	100	65	—	35								
Cehoslovacia	86	25	14	75								
Danemarca			20	20	80	80						
R. D. Germană	56	27	4	26,6	40	43	—	3,4				
Franţa	—	—	100	100								
Grecia	86	8	10	92	—	—	—	—	4			
Ungaria			100	100								
Italia			85	85			15	15				
Polonia	41	15	59	85								
România			100	100								
Spania	100	—	—	—								
Turcia									100			
R. F. a Germaniei	57,9	35	42	65					0,1			
Jugoslavia	70	20	12	61					18	19		
U.R.S.S.	11		19				30		35		5	
R. S. S. Ucraina	26				63				11			
S.U.A.							40		60			

vacia, Grecia, R. D. Germană etc), în viitor se prevede creşterea transportului pe benzi, în detrimentul căii ferate. Se poate afirma că toate exploatările noi, care se vor pune în producţie, nu vor utiliza calea ferată ca mijloc de transport principal.

Examinînd caracteristicile tehnice şi tendinţele în privinţa mijloacelor de transport se constată cele prezentate în tabela 9.

Transportul pe calea ferată se practică în prezent pe ecartamente de 900 şi 1 435 mm, în U.R.S.S. 1 524 mm. În Europa (fără R.D.G.) se mai utilizează calea ferată îngustă (900 mm) în R. F. a Germaniei şi în Cehoslovacia însumînd circa 1 300 km; cam aceeaşi lungime reprezintă şi calea ferată normală (1 475 mm). În Ucraina există o reţea de 60 km de cale ferată largă (1 524 mm).

Tracţiunea se realizează, în general, cu locomotive electrice pentru c.f.i. În prezent funcţionează circa 500 bucăţi cu greutatea cuprinsă între 60 şi 120 t, alimentate la 1 200 V, fiind echipate cu motoare cu curent continuu între 350 şi 1 300 kW.

Vagoanele cele mai mari pentru c. f. i. sînt cele de 25 m³ cu încărcătură utilă/m vagon de 3,2 m³/m şi sînt de obicei construite pe patru osii, avînd încărcătura pe osie de circa 20 t.

Pentru c.f.n. există în prezent 50 locomotive Diesel şi 350 electrice. Acestea din urmă se alimentează cu curent continuu de 1 200 V. În Rhenania sînt în exploatare 110 locomotive alimentate la 6 000 V prin linie de contact. Greutatea locomotivelor este cuprinsă între 130 şi 140 t.

Capacitatea vagoanelor este în medie de 60 m³, cu excepţia celor din bazinul Rhenaniei care ating 93 m³. La acestea încărcătura este de 7,7 m³/m vagon şi sînt construite pe opt osii. Încărcătura pe osie revine la 30 t. S-au construit şine de 64 kg/m, speciale pentru garnituri formate din vagoane de 93 m³.

Dezavantajele principale ale acestui sistem de transport, care în linii generale este încă economic, sînt legate de : timpii morţi necesari manevrelor de încărcare de la excavatoarele cu acţiune continuă, sistemul de transport fiind discontinuu; căile lungi de acces în cazul carierelor adînci, legate de pantele limită reduse; volumul mare de muncă manuală necesară întreţinerii căilor de transport în cariere, în special în fronturile de lucru (excavare şi haldare).

Cu toate acestea se fac eforturi pentru îmbunătăţirea soluţiilor tehnice. Astfel, se corectează condiţiile pentru mărirea încărcăturii pe osie pînă la 45 t; s-a realizat deja un sistem de telecomandă a operaţiei de încărcare în vagoane de pe excavator pentru reducerea la maximum a timpilor de manevră. Se cercetează soluţiile constructive pentru utilaje necesare întreţinerii căii, care să elimine munca manuală.

Transportoarele cu bandă, reprezentînd soluţia cea mai nouă de transport în carieră, au următoarele avantaje :

— realizează un transport continuu, în concordanţă cu modul de transport al excavatoarelor şi abzeţerelor, conducînd la utilizarea mai bună a timpului de lucru;

— panta admisă fiind de 15—18°, ieşirea din cariere se face relativ uşor, fără căi lungi de acces;

— posibilitate largă de automatizare şi introducerea generală a conducerii de la distanţă;

— întreţinerea şi supravegherea uşoară a utilajelor.

În prezent sînt în funcţiune 350 km transportoare cu bandă din care pe lăţimi :

pînă la 1 200 mm	160 km
pînă la 1 800 mm	110 km
peste 1 800 mm	80 km.

Covoarele de bandă cu inserţii sintetice însumează 45% din total, restul fiind covoare cu inserţii metalice.

Benzile ripabile reprezintă 60% din totalul celor existente.

Lungimea maximă a unei unităţi de bandă de transport a atins în prezent 2,7 km. Aceasta este limitată de puterea ce se poate instala în prezent, ea fiind de 6 × 630 kW, din care patru motoare electrice se montează la capul de acţionare şi două la capul de întoarcere.

Riparea benzilor se face cu tractoare şi buldozere, echipate cu capete de ripare. Capetele de acţionare se construiesc, fie pe sănii (riparea făcîndu-se prin tracţiune), fie echipate cu şenile (în care caz se deplasează singure), fie cu instalaţii de păşire hidraulice—demontabile.

Pentru transportoarele mari se pare că soluţia ultimă este optimă, atît din punct de vedere tehnic, cît şi economic.

Problema curăţirii covoarelor în timpul funcţionării creează oarecari dificultăţi, în special în carierele în care sterilul conţine în proporţie mare argile.

Sistemele de curăţire prin răzuire sau perii au permis rezolvarea parţială a problemei, iar agregatul de întoarcere a covorului pentru benzile fine se poate considera că îmbunătăţeşte soluţia de curăţire a covoarelor. Această întoarcere provoacă însă unele greutăţi pentru covoarele de 1 800 mm şi mai mari care din cauza răsucirii se uzează prea mult pe margini.

În privinţa tendinţelor de viitor, din tabela 9, deşi incomplet, se poate constata tendinţa de creştere a ponderii transportoarelor cu bandă. Acest lucru are loc cu deosebire în ţările în care se construiesc noi cariere unde, în genere, se proiectează utilizarea acestui sistem de transport.

Pentru următorii 10 ani se prevede, din punct de vedere tehnic, îmbunătăţirea continuă a soluţiilor constructive.

În primul rînd se subliniază tendinţa înlocuirii rolelor cu axe fixe şi a scaunelor de role, cu sistemul de role în ghirlandă, care ar permite înlocuirea din mers a rolelor uzate şi o mai bună mulare a covorului pe ele.

Pentru benzile fixe se experimentează posibilitatea înlocuirii parţiale a infrastructurii rigide cu cabluri pe care să se fixeze rolele în ghirlandă.

Datorită şi celor de mai sus este posibilă mărirea unghiului de albiere de la 20°—30° la 45°, ceea ce aduce, în genere, un plus de capacitate de 13%.

În privinţa covoarelor cu inserţie metalică se proiectează creşterea rezistenţei inserţiei de la oţeluri St — 3 150 kg/cm² la oţeluri St — 4 000 kg/cm².

Se tinde, de asemenea, la generalizarea eliminării ungerii rolelor în timpul exploatării, pe calea îmbunătăţirii construcţiei labirintului şi a etanşării perfecte a lui.

Pentru mărirea capacităţii şi lungimii benzilor de transport se prevede dotarea lor cu motoare electrice de 800—1 000 kW.

Transportul auto, limitat în exploatări cu roci consolidate şi care lucrează în sistem discontinuu, utilizează în genere autocamioane basculante grele cu capacităţi între 10 şi 25 m³ acţionate, în general, cu motoare Diesel de 200 şi 1 000 CP. În terenuri mai puţin stabile, transporturile auto se realizează în condiţii grele şi necesită un volum important de muncă pentru construcţia şi întreţinerea drumurilor. Noroiul şi praful ce rezultă în timpul activităţii îngreuează exploatarea parcului şi duce la operaţii de întreţinere şi reparaţii costisitoare. Este de notat că în condiţiile unui coeficient de utilizare corespunzător, costurile de exploatare cu camionul de 50 m³ revin la jumătate faţă de cele ale unui camion de 15 m³.

Transportul hidraulic, pus la punct numai în Anglia şi U.R.S.S. pentru carierele de cărbune, presupune un ansamblu de pompe de tulbureală şi retur, precum şi conducte, realizînd debite între 250 şi 530 m³/h, necesitînd puteri instalate între 750 şi 1 150 kW. Viteza de scurgere este de 2,5—3,0 m/s, la diametre medii de conducte de 500 mm, respectiv 800 mm, distanţa medie de transport fiind de 2,5 km, iar cea maximă de 7 km.

Determinant este raportul apă : solid care, în medie, este de 7,1 : 1, valoarea cea mai bună fiind 3 : 1.

Din punct de vedere economic, raportul trebuie să fie egal sau mai mic decît 1:1 În Anglia acesta are valoarea medie de 1,9 : 1.

Transportul sterilului cu screpere se utilizează foarte rar în Europa şi se limitează la cariere mici, dat fiind capacitatea şi distanţa de transport redusă a acestui sistem. Distanţa medie rentabilă pentru lucrul cu screperele este între 120 şi 700 m. Cele 120 bucăţi existente în Anglia au cupele de 18—25 m³.

Celelalte sisteme de transport arătate mai sus se vor descrie la operaţiile de haldare, fiind direct legate de acestea.

Haldarea sterilului reprezintă una din problemele majore ale exploatării în cariere. Dacă se ia în considerare numai faptul că raportul mediu steril : util în 1966 a fost de 3,3 : 1 la cărbunii bruni produşi în Europa, ceea ce a necesitat haldarea a circa 2 miliarde m³, este evidentă necesitatea existenţei unor utilaje de mare capacitate pentru realizarea corespunzătoare a acestei operaţii tehnologice.

Sistemele de haldare cele mai utilizate în prezent sînt :

a — haldare cu utilaj de depunere (abzeţer);

b — haldare prin poduri de depunere cu benzi;

c — haldare directă.

In tabela 10 sînt trecute datele parţiale ale utilajelor de haldare în cele trei sisteme de mai sus, care funcţionau în 1966 şi se prevăd a fi utilizate şi în 1976.

Rezultă că, în general, soluţia de depunere cu abzeţerele este mai răspîndită, însă trebuie subliniat că R. D. Germană utilizează pe scară

Tabela 10

Tara	Utilaje de haldare, buc.					
	abzeţere		poduri		depunere directă	
	1966	1976	1966	1976	1966	1976
Hulle						
Franţa	—	—	—	—	—	—
Anglia	2	2	—	—	—	—
Jugoslavia	—	—	—	—	—	—
S.U.A.	—	—	—	—	3 (?)	—
Cărbuni bruni						
Austria	1	—	—	—	—	—
Cehoslovacia	30	—	—	—	—	—
Danemarca	—	—	2	1	—	—
Franţa	3	3	—	—	—	—
R. D. Germană	(?)	—	18	—	—	—
Grecia	2	6	—	—	—	—
Ungaria	4	—	—	—	—	—
Italia	4	7	—	—	1	1
Polonia	15	—	—	—	—	—
România	1	6	—	—	—	—
Spania	1	—	—	—	—	—
R. F. a Germaniei	42	32	—	—	—	—
Jugoslavia	15	15	—	—	—	—
U.R.S.S.	8	—	6			
S.U.A.			1 (?)			

largă podurile de haldare (40% din volumul de steril) iar în U.R.S.S. şi S.U.A. 35 respectiv 40% din steril se depune direct în haldă.

După felul de construcţie, *utilajele de depunere în haldă* (abzeţerele) se deosebesc după sistemul

de deplasare : pe şenile (fig. 3) şi pe cale ferată (fig. 4). Alegerea tipului de construcţie este în funcţie de mijlocul de transport pînă la haldă.

Din numărul total de abzeţere cuprins în tabela 10, 67 sînt montate pe şine cu braţul de depunere între 35 şi 60 m şi 59 sînt prevăzute cu şenile, din care 21 au lungimea braţului de depunere între 60 şi 100 m.

— se întrevede utilizarea de grupuri de comandă Ward-Leonard pentru a putea varia viteza benzii de depunere. În acest fel se va putea alterna lungimea traiectoriei de cădere a materialului, respectiv îmbunătăţi construcţia haldelor.

Haldarea prin poduri cu benzi transportoare este răspîndită în R. D. Germană şi în Ucraina unde, aşa cum s-a arătat mai sus, condiţiile

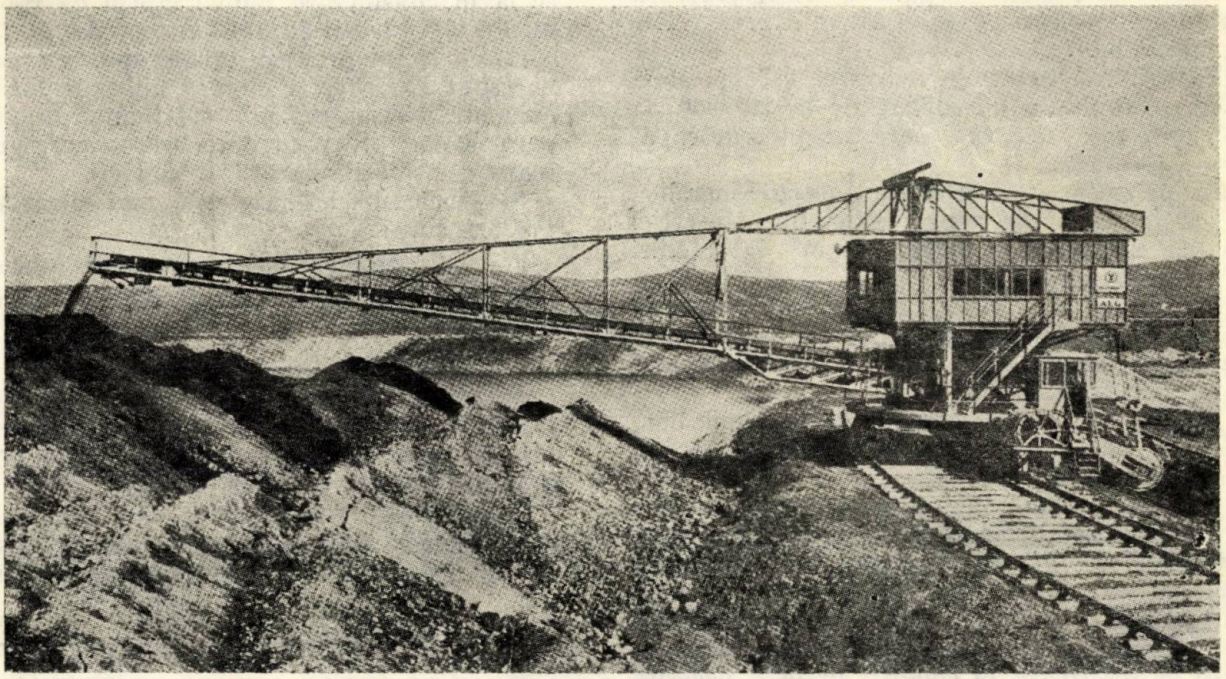


Fig. 3

Există, de asemenea, şase abzeţere prevăzute cu un sistem de deplasare păşitor, construite în R. S. Cehoslovacă, care permit reducerea presiunii specifice pe sol a utilajului de la circa 1 kg/cm², la şenilate, la 0,5 kg/cm².

Cele mai mari abzeţere construite în prezent au capacitatea de 18 000 m³/h cu braţul de depunere de 100 m, greutatea de serviciu de 2 700 tone şi puterea instalată de 4 700 kW. În U.R.S.S. se proiectează un utilaj cu braţul de depunere de 250 m.

În ce priveşte tendinţele de îmbunătăţire a construcţiei acestui tip de utilaje se întrevăd următoarele :

— o dată cu creşterea ponderii sistemului de transport pe benzi, tipul de construcţie care va predomina va fi cel cu deplasare pe şenile ;

— se tinde spre construcţia abzeţerelor numai cu două braţe sau cu un braţ, echipate cu benzi, renunţîndu-se la abzeţerele cu mai multe benzi ;

— se va trece la prelungirea braţului de depunere la circa 200 m, pentru mărirea razei de activitate a utilajului ;

de zăcămînt permit acest lucru. Acest sistem de transport şi haldare este cel mai economic, scurtînd distanţa între frontul de lucru şi cel de haldare.

De obicei podurile lucrează cu două elinde, una cu tăiere în sus şi alta cu tăiere în jos. După înălţimile de tăiere, caracteristicile principale ale acestor utilaje sînt :

Înălţime de tăiere, m	34	45	60
Deschiderea podului, m	180±6	225±7,5	270±12,5
Lungimea braţului de haldare, m	75	125	192

Evacuarea directă a sterilului se realizează de regulă cu draglinele de excavare ; astfel se realizează 58% din lucrările de haldare în Anglia, 35% în U.R.S.S., 15% în Italia, 10% în Jugoslavia şi 85% la huilele din S.U.A.

Este de relevat că în prezent se construiesc excavatoare cu rotor cu braţ de descărcare lung de 100—110 m pentru depunere directă în haldă.

De asemenea se utilizează, pentru depunerea directă în haldă de pe frontul de excavare, poduri în consolă care, cu un sistem de depla-

sare independent, lucrează în legătură directă cu excavatorul cu rotor. Acest utilaj lucrează în Franţa. Un utilaj cu braţul de 90 m este proiectat să lucreze în România.

Acest din urmă sistem este mai maleabil decît sistemul de poduri clasice cu două sau trei sprijine însă, în cazul haldelor formate din roci puţin consistente, lungimea braţului trebuie să satisfacă realizarea spaţiului de siguranţă

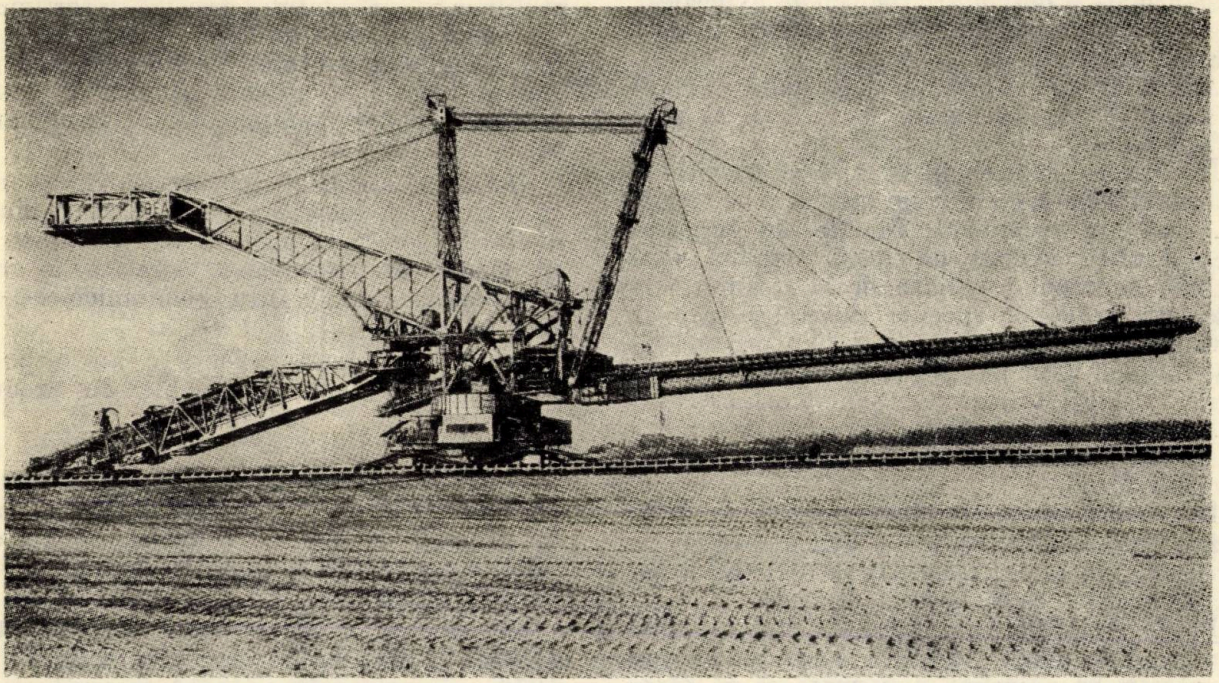


Fig. 4

necesar între piciorul haldei şi treapta de excavare.

Ţinînd cont de domeniul de activitate a sistemului de haldare directă, în viitor se întrevede mărirea braţului de lucru al draglinelor pentru a se atinge, aşa cum s-a arătat, lungimi de 100 m.

★

În situaţia exploatării la zi a zăcămintelor de cărbuni bruni şi lignit, una din problemele care condiţionează realizarea carierelor este necesitatea înlăturării apelor de suprafaţă şi subterane care se scurg sau erup în tranşeele de lucru şi pot influenţa stabilitatea haldelor şi în general a taluzelor.

Raportul metru cub apă evacuată/tona cărbune extras poate exprima condiţiile hidrogeologice ale unui bazin minier.

Astfel, în R.F.G. în bazinul Rhenan, se pompează anual 1,4 miliarde m^3 apă rezultînd un raport de 17,3 : 1.

În R.D.G. se pompează 1,2 miliarde m^3/an, respectiv raportul fiind 4 : 1.

În România se aşteaptă de asemenea un raport de circa 10 : 1.

În Anglia există o carieră cu un raport de 44 : 1.

Metoda clasică de asecare constă în executarea unor galerii din care se forează găuri dotate cu filtre în vatră şi în tavan prin care apa se scurge liber. În aceste foraje se pot monta pompe submersibile. Apele se adună într-un bazin subteran de unde se pompează la suprafaţă.

În R. D. Germană 60% din volumul total de ape se evacuează prin sistemul de mai sus. În acest scop s-au săpat 110 km galerii din care 80 km cu combine de săpare.

Acest sistem de asecare presupune executarea unui volum foarte mare de lucrări subterane şi, în consecinţă, necesită condiţii geologice care să permită efectuarea lor. Totodată timpul de execuţie a reţelei de lucrări miniere este lung şi costul final al lucrărilor de asecare este mare.

În R. F. a Germaniei a fost pus la punct sistemul de asecare exclusiv prin foraje de diametru mare (800—1 500 mm) echipate cu tubaje şi filtre de nisip din asbociment şi prevăzute cu pompe submersibile. Acestea au debite între 0,5 şi 18 m^3/min şi înălţimi de refulare de 120—400 m.

În prezent sînt în funcţiune în R.F. a Germaniei circa 1 000 foraje de acest gen, asigurînd scăderea nivelului hidrostatic general în bazinele miniere pînă la circa 50 m sub culcuşul stratului exploatat.

Realizîndu-se viteze mari de foraj (5—15 m/zi) şi productivităţi mari (10—18 m/post), sistemul s-a dovedit economic şi corespunzător din

punctul de vedere al vitezei de asecare a zonelor miniere impuse de avansarea rapidă a lucrărilor executate cu utilajele de mare randament descrise mai sus.

Se poate afirma că, avînd în vedere avantajele acestui sistem de asecare, în viitor el va căpăta o răspîndire din ce în ce mai mare, înlocuind soluția „clasică" a lucrărilor miniere.

★

Ca urmare a dezvoltării tehnicii de exploatare în carieră a cărbunilor, **productivitatea muncii** a atins valori foarte înalte.

Astfel, la exploatările la zi de huilă se realizează între 2 și 30 t/post, iar în S.U.A. pînă la 150 t/post.

În carierele de cărbuni bruni productivitățile sînt mai ridicate, ele variind între 6 și 60 t/post.

Avînd în vedere că funcție de raportul steril : util volumul de masă minieră care trebuie manipulat variază de la o unitate la alta, un indicator specific carierelor care ar permite o comparație mai corectă a productivității muncii ar fi metru cub steril și tone cărbune excavat, transportat și haldat/post.

Acest indice atinge valori între 22 și 250 m^3 + + t/post la huile și 25—180 m^3 + t/post la cărbuni bruni.

În viitor, productivitatea muncii, în baza dezvoltării tehnice, va putea atinge creșteri de circa 40% la huile ; respectiv la cărbunii bruni se va realiza circa 250 m^3 + t/post.

Productivitățile de acest ordin sînt necesare pentru a se putea valorifica zăcămintele care se găsesc la adîncimi mai mari și al căror raport steril : util este mai defavorabil.

★

Ca urmare a exploatărilor la zi, după extragerea cărbunilor rămîn terenuri degradate care scot din circuitele agricole sau silvice suprafețe importante.

Totodată, pentru a permite exploatarea este necesară înlăturarea de pe perimetrul minier a așezărilor omenești, a drumurilor, căilor ferate și în genere a tuturor construcțiilor.

Pentru restabilirea echilibrului social-economic în bazinele miniere ale exploatărilor la zi, sînt necesare importante lucrări de reconstrucție a clădirilor și construcțiilor și de recultivare a terenurilor degradate.

Pentru orientare, în tabela 11 se indică suprafețele ocupate în diferite țări de cîmpurile

Tabela 11

Țara	Suprafețe ocupate în prezent, km²	Suprafețe recultivate, km²	
		agricol	silvic
Anglia	37	17	37
Cehoslovacia	157	18	18
Franța	6	1	—
Ungaria	8	2	0,5
Italia	11	5	—
Polonia		1	1
R. F. a Germaniei	91	35	48
Jugoslavia	22	3	1
S.U.A.	5 260	1 600	170

miniere ce exploatează cărbunele la zi, precum și terenurile recultivate în scopuri silvice sau agricole.

În raport cu suprafețele ocupate, Anglia și R. F. a Germaniei au realizat volume importante de recultivări. În S.U.A. suprafața recultivată agricol este foarte mare, dar mică proporțional cu suprafața în exploatare.

Criteriile după care se stabilește felul de recultivare a pămîntului, precum și sortimentele de replantare, sînt multiple. Un rol important joacă calitatea stratului vegetal care se depune, umiditatea ce se asigură solului o dată cu realizarea noilor suprafețe, condițiile climaterice etc.

Datorită strînsei legături între problema recultivării, a lucrărilor de asecare și mutarea așezărilor omenești, inclusiv a altor construcții, se tinde spre rezolvarea corelată a acestor probleme într-un cadru economico-social cît mai adecvat.

Desigur că aceste elemente au o pondere corespunzătoare în cheltuielile de producție.

★

După examinarea pe scurt a stadiului actual și al perspectivei exploatărilor la zi a cărbunelui în general, în cele ce urmează se va căuta schițarea stadiului și evoluției acestei probleme în țara noastră.

Ca urmare a Directivelor Congresului al IX-lea al P.C.R., se prevede, pînă în anul 1976, o creștere importantă a producției de energie electrică, ceea ce necesită o creștere importantă a producției de cărbune.

Deoarece volumul cel mai important de rezerve de cărbuni inferiori (lignit) se găsește în Oltenia, această zonă va trebui să asigure, în principal, creșterea producției de mai sus.

Rezervele exploatabile în carieră însumează în bazinul Rovinari din Oltenia circa 1,3 miliarde tone din care 1 miliard se găsesc în zone cu condiții de exploatare grele (raport mediu steril : util peste 5 : 1), iar circa 300 mil. tone în zone de luncă (raport mediu steril : util circa 4 : 1), respectiv condiții ușoare de exploatare.

Pînă în prezent este pusă în producție la capacitatea profil cariera Cicani care asigură 1 350 mii t/an cărbune, iar pînă în anul 1975 considerăm că vor atinge capacitatea proiectată încă trei cariere : Beterega, Gîrla și Tismana, care vor asigura un nivel de producție de 6750 mii t/an.

După anul 1970 se va începe deschiderea a două noi cariere.

Carierele Cicani, Beterega, Gîrla și Tismana exploatează rezerve din zona de luncă Rovinari cu un raport mediu de 2,58 : 1 steril : util, lucrînd în strate de lignit relativ subțiri

(grosime medie 4—6 m) care, în anumite zone, prezintă și intercalații de steril cu grosimi variabile (0,2—1 m).

Cariera Roșia de Jiu (inclusiv Beterega Sud) va ocupa un perimetru care pînă în jurul anului 1980 va exploata tot rezerve în zona de luncă, însă cu raport mediu circa 4,6 : 1. După aceea va intra în zona colinară, unde coeficientul se înrăutățește pînă la media de 6 : 1 atingînd și valori de 7—8 : 1.

Această carieră va exploata 4—5 strate relativ subțiri (2—8 m) cu intercalații de 10—60 m între ele, iar în zona colinară va întîmpina dificultăți din cauza suprafeței neregulate cu diferențe mari de nivel.

Ținîndu-se seama de condițiile geologico-miniere ale bazinului, precum și de stadiul actual al tehnicii mondiale al exploatării în carieră a cărbunelui, în cele patru perimetre (Cicani, Beterega, Gîrla și Tismana), concepția generală și tehnologică a constat din următoarele elemente principale :

a — concentrarea complexă în bazin a carierelor producătoare de cărbune și a centralei electrice consumatoare ;

b — perimetrarea și deschiderea carierelor după criterii economice și geologico-miniere care duc la o concentrare a producției ;

c — asecarea se va realiza prin foraje, conform soluției tehnologice moderne descrise ;

d — dotarea cu utilaje tehnologice de înalt nivel tehnic și cu alegerea tipurilor celor mai adecvate condițiilor noastre de zăcămînt după cum urmează.

1. Pentru excavare, excavatoare cu rotor cu capacitatea de 1 800 m³/h pentru Gîrla și Tismana și de 800 m³/h pentru Beterega și Cicani, ținînd cont de capacitățile carierelor și de problema exploatării selective a cărbunelui în condițiile stratelor relativ subțiri și a intercalațiilor existente.

La cele patru cariere, vor lucra, începînd cu anul 1971 :

3 excavatoare mijlocii de 1 800 m³/h ;
5 excavatoare mici de 800 m³/h ;
2 excavatoare foarte mici de 300 m³/h.

2. Transportul, în corelare cu excavatoarele cu acțiune continuă, este prevăzut pe benzi de transport pînă la consumator. În total vor exista 30 km benzi cu următoarele lățimi

1 200 mm . . . . . circa 4,0 km ;
1 400 mm . . . . . circa 23,0 km ;
1 600 mm . . . . . circa 3,0 km.

Din totalul benzilor, circa 40% sînt benzi ripabile. Covorul de cauciuc este prevăzut integral cu inserție sintetică.

3. Haldarea se realizează cu abzețere pe șenile. În anul 1969 fiind în funcțiune :

1 abzețer de 2 200 m³/h înfoiat ;
3 abzețere de 4 400 m³/h înfoiat ;

iar în 1971 va intra în funcțiune un pod de depunere în consolă în cariera Tismana cu capacitatea de 4 400 m³/h și cu lungimea brațului de depunere de 90 m.

Toate utilajele tehnologice de mai sus vor fi asigurate cu aparatura de dispecerizare și telecomandă care se realizează în prezent la nivel mondial în acest domeniu.

În privința noilor cariere, respectiv a Roșiei de Jiu, tehnologia de exploatare presupune rezolvarea corectă a unor serii de probleme și anume :

— cantități anuale de manipulat, de circa 68—80 mil. m³ și tone datorită capacităților mari de producție și a înrăutățirii raportului steril :util ;

— suprafața neregulată a zonei colinare cu diferențe mari de nivel, ceea ce necesită soluții speciale pentru amplasarea benzilor de transport ;

— strate relativ subțiri (2—8 m), mai multe (4—5 strate exploatabile) și cu intercalații de steril, ceea ce va duce la mai multe trepte în care se va produce alternativ și steril și cărbune ;

— adîncimea carierei va fi de circa 100 m.

În privința dotării cu utilaje a acestor cariere, va trebui să se aibă în vedere excavatoare cu rotor de capacitate mare, care să permită realizarea a 10 mil. t/an și cu înălțimi de tăiere corespunzătoare numărului de trepte ce se creează, în funcție de adîncimea exploatării.

Totodată aceste utilaje vor trebui să asigure indici optimi de selectivitate pentru evitarea scăderii în proporție mare a capacităților efective de lucru în strate subțiri și totodată reducerea la minimum a pierderilor de exploatare a stratelor de lignit.

Pentru zona colinară, deoarece soluția de excavare nu va putea fi clasică (front paralel continuu) trebuie să se prevadă excavatoare ușor manevrabile, eventual dotate cu mecanisme de orizontalizare și cu capacități similare treptelor normale care să poată lucra pe trepte transversale cu pante pînă la 10°.

Benzile de transport vor trebui să satisfacă, pe lîngă capacitățile corespunzătoare utilajelor, și posibilitățile de colectare alternativă a cărbunelui și sterilului din fronturile de lucru.

Este oportună dotarea acestei noi cariere cu benzi în ghirlandă și benzi pe cablu avînd în vedere volumul mare de transportoare necesare (circa 40 km).

Ținînd seama de volumele de steril, utilajele de haldare vor fi de capacități mari (13 000—15 000 m³/h înfoiat) și înălțimea to-

tală a haldei va necesita utilaje care să poată depune şi în jos şi în sus.

Din cele expuse se desprinde că exploatarea Roşiei de Jiu, în special a zonei colinare, necesită, pe lîngă dotarea cu utilaje corespunzătoare nivelului şi tendinţelor mondiale, soluţii constructive ale acestora, bine puse la punct şi în anumită măsură deosebite. Totodată trebuie aplicate soluţii tehnologice originale pentru excavarea şi transportul în zonele colinare.

În condiţiile descrise mai sus, rezultă că în ţara noastră există deja o carieră şi sînt în construcţie încă trei cariere care se găsesc pe linia dezvoltării tehnicii mondiale, atît ca dotare cu utilaje, cît şi ca concepţie tehnologică. Dezvoltarea în continuare a producţiei în cariere este prevăzută pe aceeaşi linie de înaltă tehnicitate, bineînţeles adaptată condiţiilor particulare zăcămintelor din bazin.

Concluziile principale ce se pot desprinde din cele de mai sus arată că atîta vreme cît cărbunii bruni şi lignitul exploataţi la zi formează o bună bază de combustibil pentru producţia de energie electrică şi rămîn competitivi din punctul de vedere al costurilor, cu alţi combustibili superiori, producţia acestora prezintă şi va prezenta tendinţe de creştere în contrast chiar cu cărbunii extraşi prin exploatare subterană.

Aceste lucruri sînt realizabile numai cu condiţionările de mai sus, pentru care motiv trebuie căutate soluţii eficiente pentru înlăturarea efectelor negative ale înrăutăţirii raportului steril : util la zăcămintele ce se prevăd a se exploata în următorii zece ani.

Soluţiile tehnice care se impun pentru realizarea obiectivului de mai sus sînt legate, în primul rînd, de concepţia tehnologică ce se poate exprima prin : concentrarea producţiei pe unităţi mari de exploatare, perimetrarea judicioasă a cîmpurilor miniere şi conducerea avansării exploatării prin sisteme în paralel sau rotire, cît mai adecvate condiţiilor de zăcămînt.

În al doilea rînd, dotarea cu utilaje tehnologice trebuie făcută ţinînd cont de caracteristicile şi comportarea în operaţiile tehnologice de exploatare, atît a rocilor sterile, cît şi a cărbunelui.

În corelare cu cele de mai sus, avînd în vedere creşterea volumelor de masă minieră ce se va manipula, soluţia de transport a sterilului devine problema principală care poate fi rezolvată în funcţie de consistenţa rocilor şi de forma zăcămîntului.

Depunerea directă în haldă, în cazul rocilor consistente şi a zăcămintelor de grosimi constante, este soluţia cea mai avantajoasă. U.R.S.S., Anglia şi S.U.A. rămîn principalii constructori pentru acest gen de utilaje.

În cazul rocilor mai puţin consistente, metoda de excavare continuă şi transportul cu benzi lungi, depunînd sterilul în haldă cu abzeţere, apare cea mai adecvată.

În măsura în care condiţiile geologice permit transportul pe poduri cu bandă cu puncte de sprijin sau în consolă, poate duce de asemene la o soluţie eficientă.

Producătorii principali de utilaje de acest gen sînt uzinele specializate din R. D. Germană, R. F. a Germaniei şi R. S. Cehoslovacă.

Perfecţionările tehnice ce se pot aduce utilajelor tehnologice principale care au fost descrise, permit să se tragă concluzia că în următorii zece ani nu sînt de aşteptat modificări substanţiale ale performanţelor realizate, ele limitîndu-se în genere la creşteri de capacitate.

Acest lucru apare mai puţin valabil în cazul benzilor de transport, la care îmbunătăţirile constructive din punct de vedere mecanic şi electric vor duce la importante efecte economice, favorabile asupra activităţii utilajului.

Se pot aştepta, de asemenea, pe măsura perfecţionării utilajelor de foraj şi pompare, modificări importante în metoda de asecare a zăcămintelor, soluţia prin foraje cu filtre şi pompe submersibile urmînd să înlocuiască în mare măsură metoda „clasică" prin lucrări miniere. Evident aceasta cu urmări economice favorabile.

În încheiere se poate afirma că, atît pe plan mondial, cît şi în ţara noastră, exploatarea la zi a cărbunilor va marca un progres important şi că există premize ca şi în continuare cărbunele brun, respectiv lignitul, să rămînă o importantă şi totodată economică bază de combustibil pentru producţia de energie electrică.

Tendinţe în construcţia maşinilor de încărcat şi transportat

Dr. ing. C. Stanciu

În ultimii ani, maşinile de încărcat şi transportat se utilizează tot mai mult, atît în minele din ţara noastră, cît şi în străinătate. Datorită particularităţilor pe care le prezintă aceste maşini, încărcarea, transportul şi descărcarea masei miniere se efectuează de către un singur muncitor.

Practica de exploatare a maşinilor de încărcat şi transportat a arătat că aceste maşini pot fi folosite cu succes pentru mecanizarea încărcării şi transportului în abatajele camere (în special) şi la săparea galeriilor de pregătire, dispuse deasupra galeriilor de transport. În combinaţie cu instalaţii intermediare, maşinile de încărcat şi transportat permit mecanizarea în condiţii bune atît la săparea galeriilor de bază, cît şi la lucrările de la rampa puţurilor.

În fine, utilizarea maşinilor de încărcat şi transportat în cadrul metodelor de exploatare cu felii orizontale a dus la o reconsiderare a domeniilor de aplicare economică a acestor metode. Pe lîngă o creştere substanţială a productivităţii muncii, datorită mobilităţii lor, aceste maşini permit mecanizarea şi transportul în condiţiile de zăcămînt cu neregularităţi accentuate.

Cerinţele de maşini de încărcat şi transportat au făcut ca acestea să constituie preocuparea unui mare număr de constructori de maşini din străinătate. Într-o perioadă relativ scurtă s-a produs o diversificare, atît în ceea ce priveşte dimensiunile maşinilor respective, cît şi a principiului de funcţionare.

Se disting maşini de încărcat şi transportat de tip uşor cu capacităţi ale cupei de 0,1 — 0,4m³, iar capacitatea de însilozare pînă la 2m³. Greutatea acestor maşini nu depăşeşte 4—8tf. Datorită dimensiunilor de gabarit reduse, maşinile de tip uşor se utilizează în lucrări miniere cu secţiuni de 4,5—12 m³.

La lucrările miniere cu secţiuni de peste 10 m² se utilizează maşini de tip greu, cu capacitatea de însilozare de 3—10 m³, greutatea lor ajungînd pînă la 40 tf. De obicei aceste maşini au sursă proprie de energie, ceea ce face ca ele să poată fi utilizate pentru distanţe de transport mai mari.

Maşinile de încărcat şi transportat cele mai răspîndite sînt produse de firma Atlas Copco din Suedia, a căror caracteristici tehnice sînt prezentate în tabela 1.

Tabela 1

Caracteristicile tehnice ale maşinilor de încărcat şi transportat cu siloz basculant

Denumirea	Tipul maşinii					
	T2G	T2GH	T2GHsp	Cavo 310	T4G	Eimco 803
Capacitatea cupei, l	120	120	120	150	300	255
Capacitatea silozului, l	730	750	750	1 000	1 800	1 133
Puterea motorului la 6 at:						
— de ridicare a cupei, CP	9	8	9	9	18	18
— mecanismului de deplasare, CP	8	9	8	8	2×6,2	2×18
Viteza maximă de deplasare, m/s	1,5	1,5	1,5	1,4	1,0	1,45
Presiunea aerului comprimat, at	4—7	4—7	4—7	4—7	4—7	4—7
Panta maximă de lucru	1 : 6	1 : 6	1 : 6	1 : 4	1 : 6	—
Raza minimă a curbei de înscriere, m	2,35	2,35	2,35	2,35	5,0	—
Dimensiuni de gabarit:						
— maximă, mm	3 260	3 445	3 445	3 445	4 435	3 543
— minimă, mm	2 500	2 960	2 960	2 920	3 350	3 137
lăţimea						
— maximă, mm	1 460	1 430	1 430	1 770	1 875	1 804
— minimă, mm	1 230	1 170	1 170	1 415	1 615	—
înălţimea						
— maximă, mm	2 070	2 310	2 070	2 310	2 555	2 184
— minimă, mm	1 390	1 440	1 440	1 450	1 875	1 800
Greutatea maşinii, kgf	2 000	2 100	2 150	2 700	4 650	3 180

Mașinile de încărcat și transportat Atlas Copco sînt acționate cu motoare pneumatice la presiunea aerului comprimat de 4—7 at. Distanța de transport nu depășește în general 100 m. În acest caz racordul mașinii la conducta de aer comprimat se face la jumătatea distanței de transport, astfel încît lungimea furtunului de cauciuc nu depășește 50 m. Toate tipurile de mașini de încărcat și transportat Atlas Copco au cinci părți componente : mecanismul de încărcare, mecanismul de deplasare, mecanismul de direcție, silozul basculant și panoul de comandă.

Mașina T2G (fig. 1) are greutatea și dimensiunile de gabarit cele mai mici. Cupa este pusă în mișcare cu ajutorul unui lanț antrenat de troliul mecanismului de încărcare. Spre deosebire de alte mașini de încărcat, brațele cupei se rotesc în jurul unei axe fixe, ceea ce

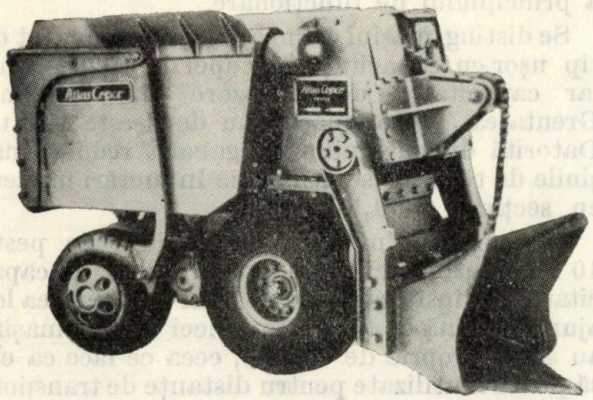


Fig. 1. Mașina T2G

micșorează gabaritul mașinii în înălțime în timpul încărcării. În momentul descărcării, brațele cupei se lovesc de două tampoane elastice, care asigură întoarcerea cupei în poziția de încărcare. Introducerea cupei în material și umplerea ei se asigură prin deplasarea mașinii spre frontul de lucru. Datorită vibrațiilor mașinii, ca urmare a suspensiei acesteia pe pneuri, coeficientul de umplere al cupei este ridicat.

Dimensiunile roților mașinii T2G sînt diferite, cele motoare avînd pneurile de 8,25 × 10″ iar cele de direcție de 6 × 9″. Datorită secțiunii mari a anvelopelor, acestea micșorează șocurile în timpul deplasării mașinii pe o vatră neregulată. Lățimea mare a anvelopelor permite mașinii să funcționeze normal pe un teren afînat și să se deplaseze pe vatră de rambleu. De remarcat că, roțile de cauciuc nu deteriorează furtunul de alimentare cu aer comprimat în cazul cînd acesta este călcat de mașină.

Bascularea silozului (fig. 2) și revenirea lui în poziție inițială se face cu ajutorul unui cilindru pneumatic. În timpul basculării, cu ajutorul a patru role, silozul coboară pe două glisiere spre punctul de deversare. Astfel, înălțimea mașinii în poziție de basculare se menține relativ scăzută, sub înălțimea necesară pentru ridicarea cupei. Peretele din spatele silozului se deschide automat în timpul basculării cu ajutorul unui sistem de pîrghii.

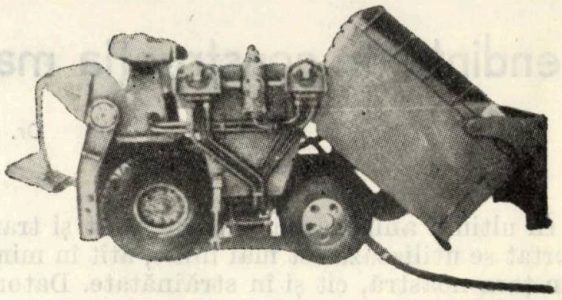


Fig. 2. Mașina T2G cu silozul basculat

Comanda tuturor mișcărilor se face cu ajutorul a două manete instalate pe partea laterală a mașinii.

Mașina T2GH (fig. 3) se deosebește de mașina T2G prin sistemul de basculare a silozului. La această mașină silozul se rotește în jurul unei axe fără să coboare spre punctul de deversare. Aceasta face ca materialul să poată fi deversat pe o bandă sau într-un mic siloz de acumulare. În același timp, partea silozului care se ridică, face ca înălțimea mașinii în poziție de basculare să depășească înălțimea mașinii cu cupa ridicată cu 240 mm.

În vederea folosirii mașini T2GH în spații cu înălțimea mai redusă, construcția silozului acesteia a fost modificată (fig. 4), creîndu-se astfel mașina T2GHsp. Astfel, înălțimea mașinii

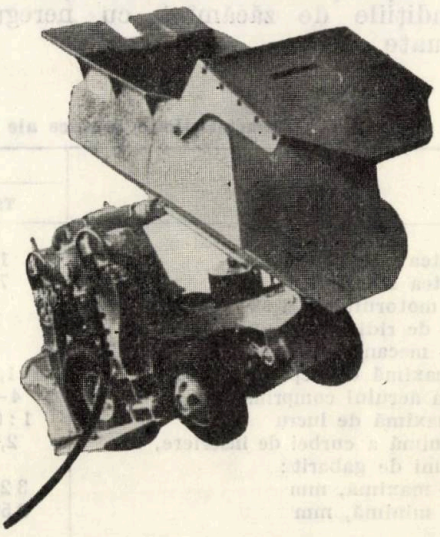


Fig. 3. Mașina T2GH cu silozul basculat

T2GHsp, cu silozul în stare basculantă, este aceeași cu a mașinii T2G, fără ca silozul să coboare spre locul de deversare în timpul basculării. De remarcat că modificarea s-a efectuat

astfel încît capacitatea acestuia să se menţină constantă, adică 750 l.

Maşina Cavo 310 (fig. 5) reprezintă un model de maşină de încărcat şi transportat îmbunătăţit. Faţă de maşina T2GH se deosebeşte prin

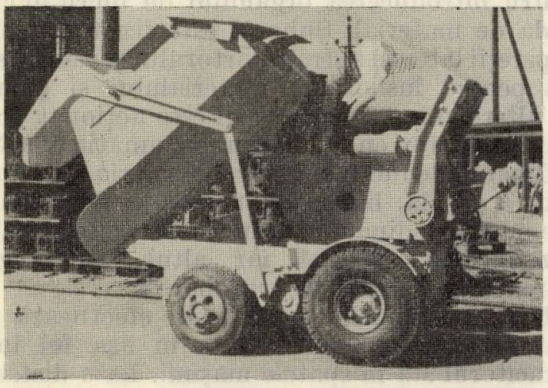


Fig. 4. Maşina T2GHsp

aceea că toate cele patru roţi de deplasare au anvelope de aceleaşi dimensiuni 9 × 10'' sau 8,25 × 10''. Astfel, sînt prevăzute cauciucuri care se folosesc pe scară largă în industrie. Maşina Cavo 310 are sistemul de acţionare întărit. Capacitatea silozului este de 1 000 l, fiind cu 250 l mai mare decît silozul maşinii T2GH.

Maşina T4G este de construcţie similară maşinii T2G, dar de productivitate mai mare. Maşina T4G este acţionată de motoare pneumatice cu piston, spre deosebire de maşinile T2G, T2GH şi Cavo 310 a căror mecanisme sînt acţionate de motoare pneumatice cu palete.

Firma Eimco din Anglia produce maşina de încărcat şi transportat cu siloz basculant de tipul Eimco 803 (fig. 6) al cărei caracteristici sînt prezentate tot în tabela 1.

Maşina poate fi acţionată cu motoare pneumatice cu piston sau cu motoare electrice. Maşina se deplasează pe roţi de cauciuc masiv.

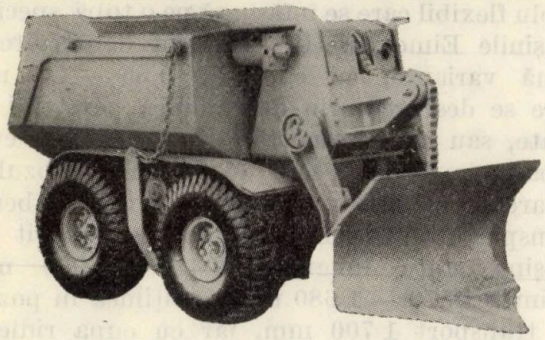


Fig. 5. Maşina Cavo 310

Mecanismul de deplasare are două motoare, cîte unul pentru fiecare pereche de roţi de pe aceeaşi parte a maşinii. Prin mersul ambelor motoare cu aceeaşi turaţie şi în acelaşi sens, maşina se deplasează înainte sau înapoi. Dacă unul din motoare îşi micşorează turaţia, maşina se roteşte la dreapta sau la stînga, în funcţie de motorul respectiv. În cazul cînd o pereche de roţi sînt acţionate într-un sens, iar cealaltă în sens opus, maşina se roteşte pe loc.

Atît mecanismul de încărcare cît şi cel de basculare a silozului sînt acţionate hidraulic. Motorul pneumatic (electric) acţionează o pompă de ulei, care creează o presiune de regim a uleiului de 125 at, iar ridicarea cupei sau basculare silozului se realizează prin intermediul a cîte două pistoane puse în mişcare de uleiul sub presiune.

Pentru transportul în spaţii cu gabarite reduse, maşina poate fi demontată în mai multe părţi componente, subansamblul cu dimensiunile cele mai mari fiind trenul de roţi (2 170 × 1 400 × × 590 mm).

Primele maşini de încărcat şi transport sovietice cu siloz basculant au fost maşinile MPDR—0,12 şi MPDR—0,2 concepute de Institutul Ghipronikel. Atît cupa cît şi basculare silozului sînt acţionate de cilindri pneumatici cu acţiune dublă. Datorită construcţiei speciale, braţul

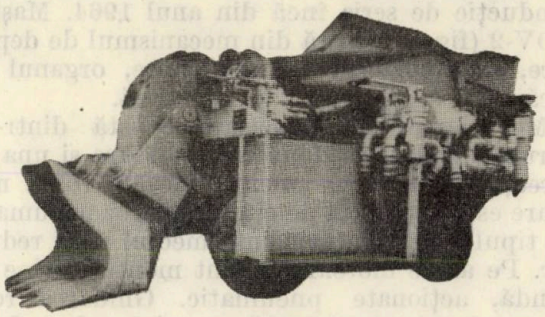


Fig. 6. Maşina Eimco-803

cupei are punctul de sprijin variabil, ceea ce face ca forţa ce acţionează asupra cupei să fie de două ori mai mare în cursa de încărcare decît în aceea de descărcare. Golirea silozului în rostogol se asigură prin înclinarea silozului la 50°. Ambele maşini se deplasează pe şenile acţionate de motoare DR—10.

Maşina sovietică 1PDN—2, construcţia Institutului NIPIGormaş, are cupa de 0,25 m^3 şi capacitatea de însilozare de 1,8 m^3. Atît mecanismul de încărcare, cît şi mecanismul de deplasare sînt acţionate de motoare pneumatice cu piston. Maşina se deplasează pe pneuri, iar pentru creşterea durabilităţii pneurile motoare sînt îmbrăcate cu lanţuri din plăci acoperite cu aliaje dure. Tot în grupa maşinilor de încărcat şi transportat sovietice cu siloz basculant se încadrează şi maşina PDN-1.

În practica minieră se utilizează şi maşini de încărcat şi transportat cu siloz fix. Pentru descărcarea silozului, fundul acestuia este înclinat sau este construit dintr-un transportor pe care se efectuează încărcarea. În primul caz

descărcarea se realizează prin cădere liberă, iar în al doilea, prin punerea în mişcare a transportorului.

Maşinile Eimco 622 (fig. 7) şi Salzgitter HL-280/RB (fig. 8) se deplasează pe şenile, iar silozul se descarcă prin cădere liberă, o dată cu deschiderea orificiului de evacuare.

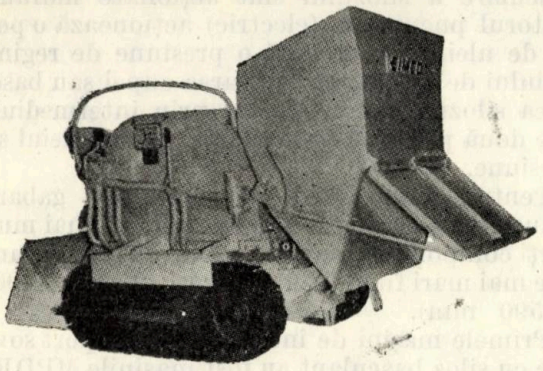


Fig. 7. Maşina Eimco 622

Datorită originalităţii constructive, merită să fie reţinută maşina sovietică PDV-2 intrată în producţie de serie încă din anul 1964. Maşina PDV-2 (fig. 9) constă din mecanismul de deplasare, transportorul de acumulare, organul de încărcare şi sistemul de comandă.

Mecanismul de deplasare constă dintr-un cărucior sudat, cu două roţi motoare şi una de direcţie, montat pe pneuri. Fiecare roată motoare este acţionată de cîte un motor pneumatic de tipul DR-10 U prin intermediul unui reductor. Pe axele motoarelor sînt montate frîne cu bandă, acţionate pneumatic. Ghidarea roţii de conducere se asigură cu ajutorul a două motoare pneumatice DRP-1,4 şi reductor de viteză. Pe arborele reductorului este fixată o

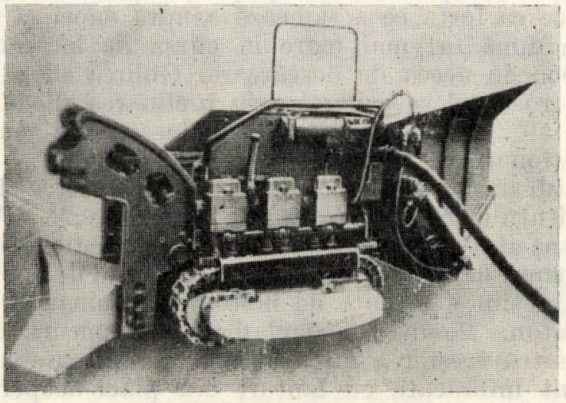


Fig. 8. Maşina HL 280/RB

roată dinţată care angrenează coroana dinţată a roţii de conducere. Maşina poate fi rotită aproape sub un unghi drept.

Transportorul de acumulare este fixat articulat de căruciorul maşinii. Transportorul se compune din ramă, jgheabul de încărcare, lanţul cu solzi, doi pereţi demontabili, şuberul de descărcare, mecanismul de acţionare şi capul de întindere. De cadrul transportorului este fixat organul de încărcare, pistoanele cilindrilor pentru ridicarea transportorului şi cilindrii pentru introducerea organului de lucru în grămada de material. Şuberul este fixat articulat de pereţii laterali ai transportorului şi este destinat pentru însilozarea materialului şi golirea lui ulterioară. Transportorul este acţionat printr-un reductor cu un motor pneumatic PDR-9.

Organul de lucru cu apucare superioară constă dintr-o greblă, balansier, tiranţi şi doi cilindri pneumatici, din care unul serveşte pentru introducerea grebelei, iar altul pentru greblarea materialului pe transportor.

Toate comenzile maşinii se efectuează cu ajutorul unor manete fixate în aşa fel încît muncitorul stă în spatele maşinii. La o distanţă de transport de 100 m, maşina asigură o productivitate la încărcare şi transport de 7,5 m^3/h.

În categoria maşinilor de încărcat şi transportat cu siloz fix se includ şi maşinile Eimco-15,

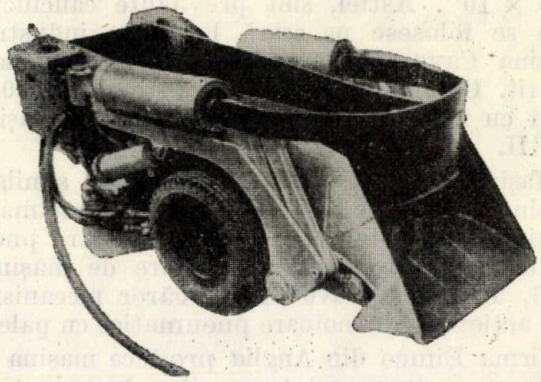


Fig. 9. Maşina PDV-2

cu sistem de deplasare pe roţi de cauciuc pline. Maşinile sînt acţionate cu motor electric sau motor Diesel.

Alimentarea cu energie electrică se face prin cablu flexibil care se înfăşoară pe o tobă specială Maşinile Eimco-15 (fig. 10) sînt construite în două variante, cu siloz de 0,85 — 1,3 m^3, care se descarcă prin deschiderea peretelui din spate, sau cu transportor de acumulare, cu o capacitate de însilozare de 0,7 m^3. Silozul se încarcă şi se descarcă la o viteză mică a benzii transportorului. Dimensiunile de gabarit ale maşinii sînt: lungimea 2 410 — 3 960 mm, lăţimea 1 570 — 1 680 mm, înălţimea în poziţie de transport 1 700 mm, iar cu cupa ridicată 2 200 mm, greutatea 3 600 kgf. Maşina are o viteză de deplasare de 5,2 km/h şi se înscrie în curbe de rază 2,25 m. După datele firmei constructoare, maşina cu cupă de 0,17 m^3 asigură productivitatea la încărcare de 0,8 — — 1,1 m^3/min.

Așa cum s-a arătat, în practica mondială se utilizează mașini de încărcat și transportat de tip greu. Avînd însă în vedere posibilitățile mai restrînse de folosire a acestor mașini în condi-

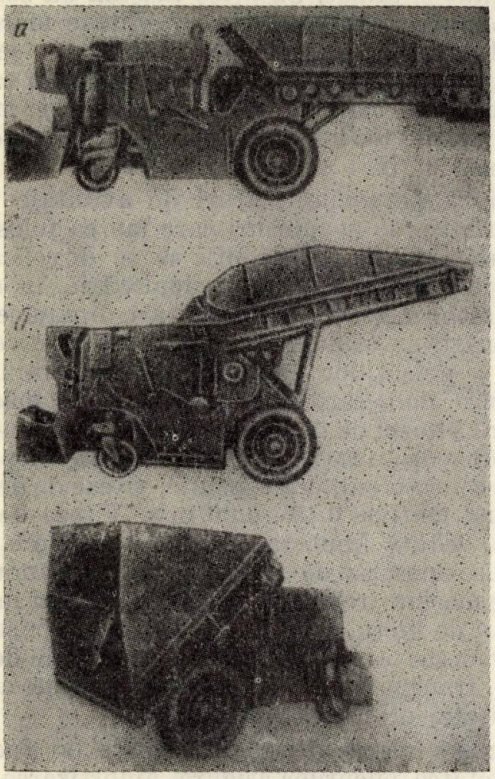


Fig. 10. Mașinile Eimco 15

țiile minelor din țara noastră, în tabela 2 sînt prezentate doar principalele caracteristici tehnice.

Perspectivele de extindere pe care le prezintă mașinile de încărcat și transportat au stimulat dezvoltarea cercetărilor științifice în direcția găsirii unor noi tipuri constructive. În ultimii ani s-a reușit să se realizeze mașini care folosesc vibrația mecanică, fie în procesul de încărcare, fie în cel de însilozare. Astfel, în U. R. S. S. au fost construite mașinile 1PDN-2E și PDN-3 la care însilozarea și golirea silozului se realizează prin vibrarea fundului silozului. La ambele mașini încărcarea se efectuează cu ajutorul cupei.

Mașinile tip PDN-1V nu mai au cupă. Pentru încărcare și însilozare este prevăzut un jgheab înclinat amintind „ciocul de rață". Prin introducerea jgheabului vibrant în masa de material, acesta se încarcă, capacitatea de însilozare depinzînd de dimensiunile jgheabului. În acest fel operația de încărcare se suprapune cu aceea de însilozare, ceea ce duce la creșterea productivității mașinii. De remarcat că aceste mașini au dimensiuni de gabarit mai reduse și sînt mai puțin sensibile la abrazivitatea materialului de încărcat.

Din cele prezentate se poate constata diversitatea mare a mașinilor de încărcat și transportat, toate însă avînd trăsătura comună că efectuează, atît operația de încărcare, cît și aceea de transport și nu necesită șină de cale ferată.

Acestea creează o serie de avantaje printre care se menționează: mobilitate mare, lichidarea volumului de muncă și a materialelor necesare pentru construcția de cale ferată în abataj, mecanizarea totală a operației de încărcare, posibilitatea încărcării selective, micșorarea diluției minereului cu steril din vatra de rambleu, efectuarea încărcării și transportului de către un singur muncitor, micșorarea volumului lucrărilor de pregătire etc.

Aceste avantaje duc în final la creșterea productivității muncii și a capacității de producție

Tabela 2

Caracteristicile tehnice ale mașinilor de încărcat și transportat de tip greu

Tipul mașinii	Firma producătoare	Țara	Sistemul de însilozare	Capacitatea cupei, m³	Capacitatea silozului, m³	Puterea, CP	Viteza, km/h	Dimensiuni de gabarit, mm			Greutatea, kgf
								lungime	lățime	înălțime	
TL—45	Joy	S.U.A.	cupă siloz	3,67	3,67	90	28,8	7 770	2 890	1 980	12 000
TL—55	Joy	S.U.A.	cupă siloz	4,20	4,20	132	28,8	8 080	2 360	2 590	11 340
TL—110	Joy	S.U.A.	siloz basculant	1,72	9,55	220	32,0	7 930	3 500	4 470	20 500
ST—4	Wagner	S.U.A.	cupă siloz	3,30	3,30	130	13,0	—	—	—	—
ST—5	Wagner	S.U.A.	cupă siloz	5,60	5,60	174	33,0	—	—	—	—
ST—8	Wagner	S.U.A.	cupă siloz	8,00	8,00	195	33,0	—	—	—	—
DK—2,8D	NIPI Gormaș	U.R.S.S.	cupă siloz	2,80	2,80	230	20,0	7 500	2 700	2 700	16 000
PDN—3D	NIPI Gormaș	U.R.S.S.	siloz basculant	1,50	6 00	236	20,0	7 800	2 700	3 200	18 000
Lorraine 5	Benoto	Franța	transportor	—	5,20	108	7,9	8 410	2 500	2 500	12 500
Lorraine 10	Benoto	Franța	transportor	1,4	8,00	160	7,9	12 000	3 400	3 000	24 000
Mof—6	Benoto	Franța	transportor	1,4	8,00	100	7,9	9 190	2 710	2 900	—
T7GD	Atlas Copoco	Suedia	siloz basculant	1,5	5,00	200	20,0	8 500	2 500	2 400	21 000

a abatajului, reducerea prețului de cost, ușurarea substanțială a muncilor grele din subteran.

Diversitatea soluțiilor constructive a mașinilor de încărcat și transportat de tip ușor impune stabilirea tipului optim de mașină pentru condițiile de zăcămînt din țara noastră și fixarea liniilor directoare în construcția de noi mașini, perfecționarea și adaptarea celor existente.

Găsirea unei soluții unice este dificilă, ca urmare a condițiilor de exploatare foarte variate a mașinilor de încărcat și a lipsei de indici de funcționare a mașinilor în condiții similare.

Lipsa datelor referitoare la productivitatea tehnică a mașinii cît și la consumul real de energie face ca folosirea unor criterii de comparație recunoscute a mașinilor să nu fie posibilă. Se prezintă deosebit de dificilă comparația mașinilor din punctul de vedere al comportării lor la operația de încărcare.

Condițiile grele de exploatare a mașinilor miniere impun cerințe deosebite față de durabilitatea acestora. Performanțele mașinii la un moment dat prezintă o importanță deosebită, dar pentru mașinile miniere hotărîtor este felul în care aceste performanțe se mențin pe o perioadă mai lungă, cît și volumul cheltuielilor de muncă și materiale necesare pentru menținerea mașinii în stare de funcționare normală.

Rezultă că, la nivelul nostru de cunoaștere, în aprecierea unei mașini sau alteia pot interveni elemente subiective.

Totuși, pe baza caracteristicilor tehnice, se poate trage concluzia că dintre mașinile produse în serie cei mai buni indici îi prezită mașina T4G. Această mașină însă solicită spațiu de lucru relativ mare. În spații de lucru mai reduse, la capacități de producție mai mici, cele mai indicate se recomandă a fi mașinile T2GHsp și Cavo 310. De reținut însă că, mașina PDV-2 pretinde profilul cel mai mic al secțiunii de circulație, fapt pentru care se recomandă studiul acestei mașini și sub aspectul fiabilității.

Studiul fiecărei mașini în parte relevă o varietate de soluții constructive, principial distincte. Acestea se referă la sistemul de deplasare, sistemul de însilozare, organul de lucru și la însăși construcția motoarelor de acționare. De remarcat, că deosebirile constructive materializează diferitele tendințe în construcția și perfecționarea utilajului de încărcat și transportat.

Utilajele folosite pentru încărcare și transport în abataje la minele de minereuri se deplasează pe șenile sau pe pneuri, în funcție de soluția aleasă. Există chiar tendința de a se construi mașini de abataj a căror mecanism de deplasare să poată fi pus pe șenile sau pneuri, fără modificări esențiale.

Sistemul de deplasare pe șenile prezintă o serie de avantaje. În primul rînd asigură o mai bună aderență a mașinii cu solul, ceea ce face ca la aceeași capacitate a cupei productivitatea de încărcare să crească simțitor în comperată cu cea obținută de mașinile pe roți de cale ferată. Datorită presiunii specifice pe vatră, mașina pe șenile se deplasează fără dificultăți pe teren accidentat și afînat. Ca orice mașină cu sistem de deplasare neorientat are mobilitate mare în frontul de lucru. Mașinile de încărcat pe șenile se folosesc cu succes în abataje cameră, în cazul metodelor de exploatare cu camere și stîlpi și la lucrările de înaintare în galerii la sisteme de transport fără șine de cale ferată.

Mașinile pe șenile, alături de avantaje prezintă o serie de neajunsuri care fac ca folosirea acestora în anumite condiții să se dovedească a fi neeficientă. În timpul deplasării, în subansamblele mașinii apar solicitări dinamice relativ mari, ca urmare a neregularităților vetrei cît și a pulsațiilor lanțului mecanismului de deplasare. Solicitările dinamice cresc pe măsura creșterii vitezei de deplasare a mașinii. De aceea nu se dovedește rațională folosirea mașinii pe șenile în condiții subterane pentru viteze de deplasare mai mari de 0,15—0,20 m/s. Viteza de deplasare redusă limitează folosirea mașinilor pe șenile la operația de transport și în panourile în care mașina trebuie să deservească mai multe fronturi de lucru. Sistemul de deplasare pe șenile se dovedește a fi avantajos la mașinile de încărcat, transportul făcîndu-se cu vagonete autopropulsate, de mare capacitate.

Prezintă interes deosebit mașinile pe pneuri. Elasticitatea pneurilor asigură amortizarea șocurilor și, în consecință, a solicitărilor dinamice ce acționează asupra elementelor mașinii de încărcat. Datorită acestui fapt crește sensibil durabilitatea diferitelor piese cît și a mașinii în ansamblu. Astfel, după datele din străinătate cheltuielile pentru reparația mașinilor miniere de încărcat pe pneuri reprezintă 10% din cheltuielile de încărcare a unei tone de minereu.

Calitățile superioare de amortizare ale pneurilor permit funcționarea mașinii cu viteze de deplasare mai mari (pînă la 2 m/s). Prin aceasta crește productivitatea la transport și totodată se micșorează timpul de deplasare a mașinii dintr-un front de lucru în altul.

Cercetările experimentale au arătat că la deplasarea mașinii pe terenuri tari coeficientul de aderență al pneurilor se ridică la 0,6 — 0,7. Prin aceasta forța de înfigere a mașinii în material crește de 4 — 6 ori în comparație cu mașinile de încărcat pe roți de cale ferată, element important pentru mașinile cu cupă. Alimentarea mașinii cu aer comprimat se face în condiții bune, în sensul că furtunul de alimentare poate fi călcat de roțile de cauciuc fără a-l deteriora.

Datorită avantajelor pe care le prezintă deplasarea pe pneuri, la mașinile existente se pot distinge trei sisteme constructive diferite :

a — două roți motoare și două de direcție (T2G, T2GH, Cavo 310, T4G);

b — două roți motoare și una de direcție (PDV-2);

c — patru roți motoare (Eimco-803).

În cazul a două roți motoare, ambele roți sînt rigidizate pe aceeași axă. De aceea, la înscrierea în curbă a mașinii, are loc alunecarea uneia din roțile motoare și a ambelor roți de direcție. Aceasta conduce la o uzură accentuată a pneurilor, mai ales atunci cînd mașinile se înscriu în curbe cu rază mică și necesită o putere suplimentară a motorului mecanismului de deplasare. În sistemul cu o singură roată de direcție se micșorează raza curbei de înscriere a mașinii, dar rămîn dezavantajele produse de fixarea roților pe o axă comună. Introducerea mecanismului diferențial între roțile motoare ar micșora alunecarea forțată a pneurilor pe sol la înscrierea în curbă a mașinii, dar prin faptul că vatra, specific abatajelor din minele de minereuri, nu poate asigura o aderență continuă la ambele roți motoare, iar viteza mașinii este relativ mică, folosirea mecanismului diferențial ar înrăutăți calitatea de tracțiune a mecanismului de deplasare.

În cazul a patru roți motoare sînt create condiții pentru înscrierea mașinii într-o curbă de rază foarte mică. Sistemul conceput la mașina Eimco 803 (roțile de pe aceeași parte a mașinii acționate de către un singur motor) permite rotirea mașinii pe loc. Această construcție amintește sistemul de deplasare pe șenile, cu deosebire că mașina sprijinîndu-se pe patru puncte dispuse la distanță face ca rotirea să aibă loc în condiții mai grele decît în cazul deplasării pe șenile. Aceasta duce la o solicitare mare a pneurilor, ca urmare a frecării cu solul și în consecință la o uzură exagerată a acestora. Pentru deplasarea mașinii sînt necesare motoare de puteri mai mari decît la alte tipuri de mașini.

Analizînd sistemele de deplasare pe pneuri folosite la mașinile de încărcat, rezultă că în toate cazurile există predilecția uzurii pneurilor în timpul rotirii mașinilor, iar la mașina Eimco 803 această uzură poate fi hotărîtoare în a o alege sau nu ca mijloc de mecanizare a lucrărilor de încărcare și transport în abataje.

Uzura mai accentuată se produce la roțile motoare, deoarece întreaga forță de înfigere a cupei în materialul afînat se asigură prin aderența dintre pneuri și vatra lucrării miniere. Cauciucurile pot fi însă protejate cu lanțuri metalice și în acest fel durabilitatea lor crește considerabil.

Organul de încărcare diferă de la mașină la mașină. Se remarcă atît mașinile de încărcat cu cupă cît și mașinile cu organ de încărcat sub formă de greblă.

La mașina HL 280/RB se menține cupa cu braț oscilant, silozul fiind atașat unei mașini de încărcat obișnuite de tipul HL 280 R. Se știe că acest sistem de cupă duce la creșterea gabaritului mașinii în înălțime și totodată a lungimii mașinii, datorită zonei folosite numai pentru calea de reulare a cupei.

La mașinile Atlas Copco și Emico 803, brațul cupei se rotește în jurul unei axe fixe, ceea ce simplifică construcția organului de încărcare și sistemul de acționare. Astfel, la mașina Eimco 803 lanțul de ridicare al cupei este înlocuit cu pistoane hidraulice de construcție mult mai simplă și sigură în exploatare. Este însă util de arătat că la sistemul de cupă și lanț se realizează ușor scuturarea cupei în momentul înfigerii ei în material, în timp ce pistonul hidraulic acționează static, îngreuind astfel umplerea cupei.

Prezintă interes organul de încărcare tip greblă realizat la mașina PDV-2. Prin faptul că materialul este încărcat prin greblare se reduce consumul de energie iar forța necesară înfigerii și greblării materialului se realizează prin interacțiunea dintre greblă și batiul mașinii. Pneurile sînt puțin solicitate și ca urmare acest organ de lucru asigură uzura minimă a pneurilor motoare la încărcarea materialului.

De asemenea organul de lucru tip greblă permite muncitorului să stea în spatele mașinii în timpul încărcării în securitate deplină, factor important la folosirea mașinii în spații înguste.

Pentru acumularea materialului încărcat pe mașini se folosesc diferite sisteme de însilozare: siloz fix cu un perete înclinat și golirea prin deschiderea unui șuber (HL 280/RB, Eimco 622), siloz basculant (Atlas Copco, Eimco 803) și însilozare pe un transportor cu solzi metalici și pereți frontali înalți, golirea efectuîndu-se cu ajutorul transportorului și deschiderea șuberului (PDV-2).

Dintre acestea silozul basculant se indică a fi cel mai robust și mai sigur în exploatre. El însă poate fi folosit numai de mașinile de încărcat cu cupă.

Cu excepția mașinii Eimco 803, care poate fi prevăzută și cu acționare electrică, restul mașinilor sînt acționate cu motoare pneumatice. Deosebit de simplă se dovedește acționarea cu motoare pneumatice cu palete la mașinile T2G, T2GH și Cavo 310. Aceste motoare se folosesc însă numai pentru puteri mici (sub 10 CP). Astfel, mașinile T4G, deși de construcție similară cu restul mașinilor de încărcat și transportat de producție Atlas Copco, sînt acționate de motoare pneumatice cu piston.

Din cele de mai sus rezultă că, în străinătate s-a creat o diversitate de mașini, atît din punctul de vedere al parametrilor de lucru, cît și al principiilor de funcționare a diferitelor organe, diversitate care se amplifică dacă se iau în considerare și mașinile de încărcat și transportat de tip greu.

Avînd în vedere experiența țării noastre în construcția de mașini de încărcat cît și necesarul

de mașini de încărcat și transportat pentru mecanizarea încărcării și transportului în abataje, se apreciază că sînt create toate condițiile pentru trecerea la producția în serie a mașinilor de încărcat și transportat.

Evident că folosirea în continuare a mașinilor de încărcat și transportat va ridica noi probleme privind construcția și perfecționarea acestor utilaje.

În etapa actuală se desprind însă unele sarcini privind cercetarea științifică și activitatea de proiectare în această direcție, care după părerea noastră este indicat să cuprindă următoarele aspecte :

— cercetări privind sistemul de deplasare pe pneuri în vederea creșterii mobilității mașinilor și micșorării uzurii cauciucurilor ;

— cercetări privind acționările hidropneumatice în vederea construirii unor motoare cu indici de funcționare superiori și pentru trecerea treptată la folosirea energiei electrice ;

— studiul cinematicii și dinamicii diferitelor organe de lucru în vederea stabilirii parametrilor optimi și a domeniului de utilizare al fiecărui tip în parte ;

— stabilirea unor soluții constructive pentru mașini de încărcat care să funcționeze în abataje cu lățimea redusă ;

— urmărirea îndelungată în exploatare a mașinilor de încărcat în vederea stabilirii comportării diferitelor organe și stabilirii materialelor celor mai indicate pentru confecționarea acestora.

Sarcinile complexe pe care le ridică producția de mașini de performanțe superioare implică îmbunătățirea activității de cercetare, proiectare și experimentare. În primul rînd este necesară aprofundarea îmbinării activității de cercetare, proiectare și experimentare a primelor modele de mașini. Se impune specializarea unui colectiv care să efectueze cercetările teoretice și experimentale, să elaboreze proiectul tehnic al utilajului, să colaboreze cu uzina furnizoare, atît în faza de execuție a mașinii, cît și în aceea de experimentare în producție. De asemenea este necesară o mai strînsă colaborare între constructorii de utilaj minier și alte ramuri (industria cauciucurilor, industria oțelurilor etc) pentru abordarea complexă a problemelor ridicate de producția de mașini de încărcat și transportat în țara noastră.

Stabilirea valorilor caracteristice indicatorilor fizico-mecanici ai rocilor, prin metode statistico-matematice

Ing. D. Fotă

Precizarea valorilor de calcul necesare proiectării lucrărilor miniere sau de construcție, în componența cărora rocile intră ca elemente de fundație, de rezistență sau de sarcină, nu se poate realiza fără o stabilire prealabilă, prin încercări și determinări de laborator și teren, a caracteristicilor cantitative ale acestora.

Metodologia pentru determinarea acestor caracteristici este descrisă pe larg în literatura de specialitate, în normativele și standardele în vigoare, dar problema în fața căreia se găsește de cele mai multe ori proiectantul sau experimentatorul, cînd trebuie să decidă care din mulțimea valorilor determinate este aceea care se apropie cel mai mult de valoarea reală, nu este pe deplin elucidată.

★

După cum se știe, rezultatele măsurătorilor nu coincid niciodată cu valoarea exactă a mărimii respective, ci sînt mai mari sau mai mici de cît aceasta în funcție de mărimea erorilor de observație ce intervin în timpul lucrărilor de măsurare sau experimentare. Este stabilit că după caracterul lor, aceste erori pot fi de trei categorii și anume :

— erori sistematice ;
— erori accidentale sau aleatoare ;
— erori grosolane sau greșeli.

În timp ce erorile sistematice cuprind erorile controlabile ale aparatelor de măsurat, ale metodelor de măsurare, cît și acelea ce depind de influențele, de asemenea măsurabile ale mediului exterior, erorile aleatorii care variază întîmplător ca mărime și semn nu pot fi sesizate individual. Dacă erorile sistematice pot fi corectate, iar cele grosolane evitate, erorile accidentale fac inaccesibile experiențelor și măsurătorilor, valorile adevărate ale mărimilor.

Datorită acestor erori, nu este suficient ca măsurătoarea sau experimentul să se încheie atunci cînd s-a obținut o singură valoare, deoarece probabilitatea ca acea valoare să fie cît mai aproape de valoarea adevărată este infimă.

Neomogenitatea formațiunilor geologice, anizotropia rocilor, condițiile de colectare a probelor, metodele de confecționare a epruvetelor, cît și dimensiunile acestora, sînt factori care duc de regulă la obținerea unor răspîndiri relativ mari a valorilor proprietăților fizico-mecanice ale rocilor.

Cu toate că analizele și încercările se realizează în aceleași condiții, rezultatele lor, luate separat, se deosebesc unele de altele, manifestînd o variație aparent nedeterminată, întîmplătoare.

În aceste condiții, alegerea valorilor caracteristice din mulțimea de date culese de experimentator nu este posibilă fără o prelucrare a acestora, prelucrare care folosește metodele statisticii matematice, aplicate la evaluarea datelor experimentale.

Pentru exprimarea cît mai sintetică a ansamblului de informații pe care îl conține mulțimea acestor date, deci pentru a cuprinde esențialul, este util ca operațiile de prelucrare să facă posibilă cunoașterea :

— împrăștierii sau dispersiei valorilor ;
— centrul lor de grupare ;
— valoarea caracteristică sau reprezentativă a distribuției.

Din punctul de vedere al planificării și programării determinărilor, prin utilizarea acelorași căi, experimentatorul are posibilitatea să stabilească anticipat numărul de probe sau încercări ce sînt necesare pentru determinarea cu probabilitatea și precizia dorită, a valorilor caracteristice indicilor fizico-mecanici.

Din punct de vedere statistic, soluția ideală ar fi ca numărul de determinări să tindă către infinit. Pentru că această condiție este imposibil de realizat, iar o dată cu creșterea numărului de determinări cresc și cheltuielile, practic la stabilirea valorilor caracteristice indicatorilor fizico-mecanici, se utilizează numai datele unei selecții de mărime n [1, 2, 4, 8] care trebuie să îndeplinească condiția :

$$P = P\left(\overline{x} - t\frac{d}{\sqrt{n}} < m < \overline{x} + t\frac{d}{\sqrt{n}}\right) \qquad (1)$$

în care :

P este probabilitatea sau coeficientul de încredere ;

$\bar{x}$ — media selecţiei ;

m — media teoretică a colectivităţii din care s-a extras selecţia ;

d — abaterea medie pătratică ;

t — variabilă ce depinde de mărimea gradului de libertate f al selecţiei ;

n — mărimea selecţiei (numărul de analize sau încercări).

În ceea ce priveşte mărimea coeficientului de încredere, trebuie arătat că în timp ce în construcţii şi în geotehnie se admit, în ultimii ani, numai valori cuprinse între 95% şi 99,9% în minerit este socotit ca acoperitor şi atunci cînd este numai de 70% [11] cu toate că în unele lucrări [17] se recomandă utilizarea unor valori cuprinse între 95 şi 99%. Acceptarea în continuare a acestei situaţii, cînd pentru coeficienţii de încredere ai valorilor caracteristice ce se utilizează în calculele de proiectare se admit valori mici, se poate considera că justifică pe deplin valorile excesiv de mari ale unor coeficienţi de siguranţă, a căror valabilitate, în acest caz, nici nu poate fi controlată.

Prelucrarea datelor experimentale

Înainte de înscrierea în fişele de observaţii a valorilor iniţiale, obţinute în laborator, este necesar să se stabilească numărul de cifre semnificative, caracteristic fiecărui indicator în parte.

Prelucrarea propriu-zisă începe prin ordonarea acestor date într-un tabel, în ordine crescătoare, şi gruparea lor în intervale avînd aceeaşi amplitudine h (tabela 1).

Tabela 1

Valoarea determinată	Nr. de ordine al intervalului	Valoarea determinată	Nr. de ordine al intervalului
2,36	1	2,56 2,58	
2,39 2,42	2	2,59 2,59 2,61 2,63	6
2,44 2,45 2,48	3	2,65 2,67 2,68	7
2,49 2,51 2,52 2,53	4	2,70 2,72	8
2,54 2,55 2,56	5	2,75	9

Numărul de intervale K este egal cu :

$$K = \frac{x_n - x_1}{h} \qquad (2)$$

sau :

$$K = 1 + 3{,}322 \log \cdot n \qquad (2')$$

Datele din tabela 1 reprezintă valorile stabilite în laborator, la determinarea greutăţii specifice absolute (în t/m³) prin încercarea unui număr de 26 probe de argilă grasă, colectate din bazinul de lignit Rovinari.

Scoaterea în evidenţă a elementelor specifice dispersiei şi în special a tendinţei de grupare a valorilor, precum şi a gradului de simetrie s-au asimetrie, se poate realiza atît prin calcule cît şi pe cale grafică.

Reprezentarea grafică a distribuţiei

Pentru reprezentarea grafică a distribuţiei, datele din tabela 1 se aranjează sub forma din tabela 2.

Tabela 2

Nr. interval	Limitele intervalului	Frecvenţa absolută	Frecvenţa absolută cumulată
1	2,34—2,39	1	1
2	2,39—2,44	2	3
3	2,44—2,49	3	6
4	2,49—2,54	4	10
5	2,54—2,59	6	16
6	2,59—2,64	4	20
7	2,64—2,69	3	23
8	2,69—2,74	2	25
9	2,74—2,78	1	26

Construcţia diagramei este diferită, în funcţie de caracterul problemei studiate.

Într-un sistem de axe se reprezintă, pe ordonată, frecvenţa absolută, iar pe abscisă, valo-

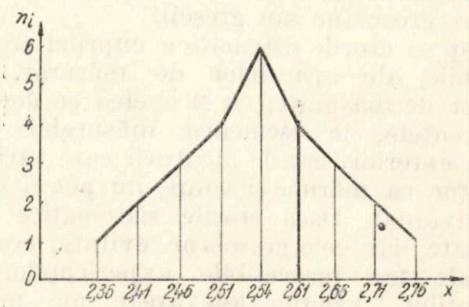


Fig. 1

rile medii ale intervalelor — în cazul poligonului frecvenţelor (fig. 1) — sau limitele intervalelor — în cazul histogramei repartiţiei frecvenţelor (fig. 2).

Pentru o interpretare mai clară, histograma repartiţiei frecvenţelor poate fi înlocuită cu o curbă continuă (fig. 3).

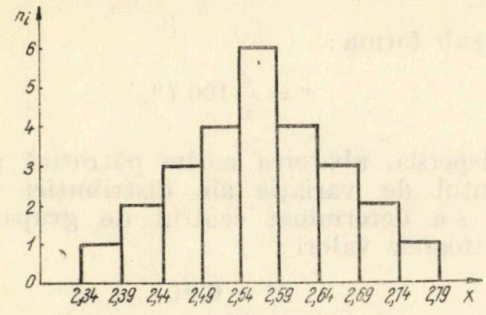


Fig. 2

Analizînd curba repartiţiei frecvenţelor distribuţiei din tabela 1 şi figura 3, se poate afirma

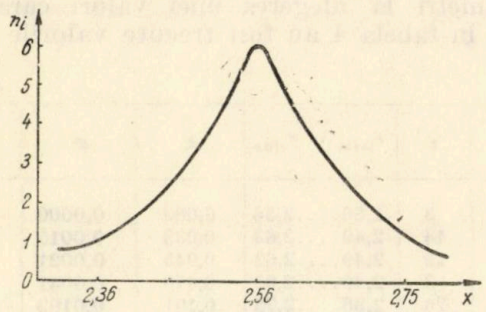


Fig. 3

că este vorba de o distribuţie simetrică, avînd o curbă nu prea ascuţită, cu centrul de grupare situat în jurul valorii de 2,56 t/m³.

Determinarea pe cale analitică a centrului de grupare

Cum din analiza unei reprezentări grafice se poate culege numai un număr limitat de informaţii asupra distribuţiei, este necesar ca prelucrarea datelor să fie continuată şi pe cale analitică. Pentru aceasta este necesar ca tabela 2 să fie completată cu cîteva date suplimentare, caracteristice selecţiei şi anume: frecvenţele relative, mediile intervalelor, abaterile acestora faţă de centrul de grupare, pătratele şi suma lor, aşa cum se indică în tabela 3.

Pentru determinarea centrului de grupare a valorilor, statistica matematică indică ca parametrii caracteristici, media, modul şi mediana.

Valoarea medie [5] poate fi o medie aritmetică simplă:

$$\bar{x} = \frac{x_1 + x_2 + x_3 + \ldots + x_n}{n} = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_i}{n} \qquad (3)$$

sau o medie aritmetică ponderată:

$$\bar{x} = \frac{x_1 n_1 + x_2 n_2 + x_3 n_3 + \ldots + x_n n_n}{\sum_{i=1}^{n} n_i} = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_i n_i}{\sum_{i=1}^{n} n_i} \qquad (4)$$

În cazul exemplului analizat, folosind datele din tabela 1, media aritmetică va fi egală cu:

$$\bar{x} = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_i}{n} = 2{,}56 \text{ t/m}^3$$

şi respectiv

$$\bar{x} = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_i n_i}{\sum_{i=1}^{n} n_i} = 2{,}56 \text{ t/m}^3$$

Modul este valoarea căreia îi corespunde frecvenţa relativă sau absolută cea mai mare şi, în reprezentarea grafică, corespunde punctului maxim al distribuţiei [1, 2, 7, 8].

$$\hat{x} = \bar{x} + 3(\bar{\bar{x}} - x) = 3\bar{\bar{x}} - 2\bar{x} \qquad (5)$$

Tabela 3

Limitele intervalelor	Frecvenţa absolută	Frecvenţa absolută cumulată	Frecvenţa relativă	Frecvenţa relativă cumulată	Media intervalelor	Suma mediilor	Abaterea mediilor de interval	Pătratul abaterilor	
$x_m \div x_M$	n_i	n_{ic}	$n_i : \Sigma ni$	$n_{ic} : \Sigma ni$	$\frac{x_m + x_M}{2}$	Σx	$x - \bar{x}$	$(x - \bar{x})^2$	$n_i (x - \bar{x})^2$
2,34—2,38	1	1	0,0385	0,0385	2,36	2,36	—0,20	0,0400	0,0400
2,39—2,43	2	3	0,0770	0,1155	2,41	4,82	—0,15	0,0225	0,0450
2,44—2,48	3	6	0,1150	0,2310	2,46	7,38	—0,10	0,0100	0,0300
2,49—2,53	4	10	0,1540	0,3850	2,51	10,04	—0,05	0,0025	0,0100
2,54—2,58	6	16	0,2300	0,6150	2,56	15,36	0,00	0,0000	0,0000
2,59—2,63	4	20	0,1540	0,7690	2,51	10,44	+0,05	0,0025	0,0100
2,64—2,68	3	23	0,1155	0,8845	2,66	7,98	+0,10	0,0100	0,0300
2,69—2,73	2	25	0,0770	0,9615	2,71	5,42	+0,15	0,0225	0,0450
2,74—2,78	1	26	0,0385	1,0000	2,76	2,76	+0,20	0,0400	0,0400
Total	26	—	1,0000	—	—	66,56	0,00	—	0,2500

în care :

$\hat{x}$ este modul ;

$\bar{x}$ — media aritmetică ;

$\tilde{x}$ — mediana

Mediana este valoarea variabilei care împarte şirul statistic al datelor experimentale în două părţi egale. Este o valoare mult mai independentă decît media aritmetică, faţă de forma distribuţiei şi de intervalele de grupare [1, 2, 7, 8].

Modul distribuţiei analizate este egal cu :

$$\hat{x} = 2{,}56 \text{ t/m}^3$$

iar mediana :

$$\tilde{x} = \frac{x_{13} + x_{14}}{2} = 2{,}56 \text{ t/m}^3$$

O distribuţie poate avea un singur vîrf (unimodală) şi atunci caracterizează o distribuţie omogenă, sau poate fi cu mai multe vîrfuri (plurimodală), din care unul este principal şi restul secundare [2, 7]. În acest din urmă caz, atunci cînd nu este vorba de suprapunerea mai multor distribuţii datorită neomogenităţii probelor, prin cîteva regrupări succesive, constînd de fapt din mărirea intervalelor, se poate ajunge la o distribuţie unimodală.

Împrăştierea valorilor

Dacă centrul de grupare este o caracteristică generală a distribuţiei valorilor măsurate, de multe ori trebuie să se cunoască modul şi măsura în care datele distribuţiei se abat de la tendinţa generală [1, 2, 7, 8]. În acest scop, este necesar să se determine, prin calcul, şi un alt parametru al distribuţiei cunoscut sub numele de dispersie.

$$d^2 = \frac{\sum_{i=1}^{n} (x_i - \bar{x})^2 - \frac{\left(\sum_{i=1}^{n} x_i - \bar{x}\right)^2}{n}}{n-1} \qquad (6)$$

Valoarea dispersiei este întotdeauna pozitivă, cu excepţia distribuţiilor ale căror valori coincid cu media aritmetică şi pentru care dispersia este nulă. Cu cît dispersia are o valoare mai mică, cu atît estimaţia mediei de selecţie este mai exactă.

Practic se utilizează rădăcina pătrată a dispersiei, adică abaterea medie pătratică sau abaterea standard, cu scopul de a avea un parametru a împrăştierii cu aceeaşi dimensiune cu variabila.

$$d = \sqrt{d^2} \qquad (7)$$

Pentru înlăturarea influenţei naturii variabilei studiate asupra împrăştierii, se utilizează coeficientul de variaţie, coeficient ce se obţine raportînd abaterea medie pătratică la media aritmetică.

$$v = \frac{d}{\bar{x}} \qquad (8)$$

sau sub forma :

$$v = \frac{d}{\bar{x}} 100 \ (\%) \qquad (8')$$

Dispersia, abaterea medie pătratică şi coeficientul de variaţie ale distribuţiei pentru care s-a determinat centrul de grupare, au următoarele valori :

$$d^2 = 0{,}01$$

$$d = 0{,}1$$

$$v = 3{,}94 \ \%$$

În scopul de a reliefa importanţa acestor parametri la alegerea unei valori caracteristice, în tabela 4 au fost trecute valorile abaterilor standard şi ale coeficienţilor de variaţie, pentru un număr de 13 selecţii, avînd aceeaşi medie aritmetică (2,56 t/m³).

Tabela 4

Nr. crt.	x	$x_{min} \ldots x_{max}$	d	d^2	v
1	3	2,56....2,56	0,000	0,0000	0,00
2	14	2,49....2,63	0,039	0,0015	1,52
3	9	2,49....2,63	0,045	0,0021	1,75
4	3	2,49....2,63	0,070	0,0041	2,73
5	26	2,36....2,75	0,101	0,0102	3,94
6	14	2,36....2,75	0,114	0,0129	4,38
7	9	2,36....2,75	0,129	0,0165	5,03
8	3	2,36....2,75	0,195	0,0381	7,62
9	14	2,16....2,92	0,204	0,0415	7,97
10	49	2,16....2,92	0,215	0,0464	8,39
11	26	2,16....2,92	0,224	0,0504	8,75
12	9	2,16....2,92	0,254	0,0646	9,92
13	3	2,16....2,92	0,384	0,1456	15,00

Analizînd datele din tabela 4 se constată că la alegerea valorii caracteristice nu este suficient să se cunoască numai mărimea şi amplitudinea selecţiei. Pentru a avea certitudinea că valoarea estimată reprezintă într-adevăr caracteristica cantitativă a parametrului studiat, este necesar să se determine precizia şi siguranţa pe care o prezintă valoarea respectivă, adică intervalul care o acoperă cu o probabilitate dată.

Determinarea acestui interval, pentru valoarea medie a unei distribuţii, nu se poate face fără stabilirea în prealabil a legii de repartiţie sau de distribuţie care o guvernează.

Distribuţia teoretică a variabilelor

Dintre toate legile de distribuţie a variabilelor aleatoare, distribuţia normală, pusă în evidenţă de Gauss, Moivre şi Laplace, este

întîlnită în cele mai multe cercetări experimentale de acest tip.

Această distribuţie este simetrică, admite un maxim, şi îşi schimbă convexitatea curbei caracteristice în funcţie de valoarea dispersiei.

Din punct de vedere practic, foarte multe distribuţii sînt aproximate de această distri-

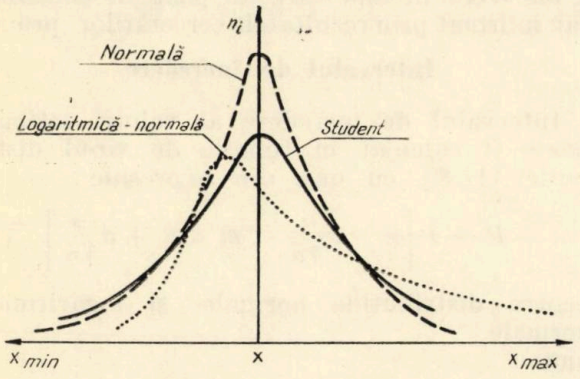


Fig. 4

buţie [2], capabilă să reprezinte suficient de bine chiar şi unele distribuţii despre care se ştie că sînt nenormale [3].

O altă lege de distribuţie a variabilelor aleatoare, cu o importanţă foarte mare pentru practică, este distribuţia Student.

Curba de repartiţie a frecvenţelor acestei distribuţii este simetrică [1, 5]. În general este foarte asemănătoare curbei caracteristice distribuţiei normale, apropiindu-se mai lent de axa absciselor, decît aceasta (fig. 4).

Ea depinde de un singur parametru f, numit grad de libertate, şi egal cu :

$$f = n - 1 \tag{9}$$

Atunci cînd mărimea selecţiei n creşte peste 30, distribuţia Student tinde către distribuţia normală.

În cazul în care logaritmii variabilelor aleatoare au o repartiţie normală a frecvenţelor, atunci distribuţia lor se supune legii de distribuţie logaritmico-normale [4, 10, 12, 13, 15]. Această distribuţie are o asimetrie pozitivă, pentru că :

$$\hat{x} < \bar{\bar{x}} < \bar{x}$$

Asimetria distribuţiei $\log \cdot x$ este cu atît mai mare cu cît abaterea medie pătratică $d_{\log \cdot x}$ are valori mai mari.

Media aritmetică pentru această distribuţie se calculează cu relaţia :

$$\log \cdot \bar{x} = \log \cdot x + \frac{d^2_{\log \cdot x}}{2} \log \cdot e \tag{10}$$

în care :

$$\log \cdot x = \frac{\sum_{i=1}^{n} n_i \log \cdot x_i}{\sum_{i=1}^{n} n_i} \tag{11}$$

şi este media variabilei $\log \cdot x_i$, iar

$$d^2_{\log \cdot x} = \frac{\sum_{i=1}^{n} n_i (\log x_i - \log x)^2}{\sum_{i=1}^{n} n_i - 1} \tag{12}$$

fiind dispersia variabilei $\log \cdot x_i$.

Cu cît este mai mare această valoare, cu atît este mai mare diferenţa dintre $\bar{x}$, $\bar{\bar{x}}$ şi $\hat{x}$.

Dispersia selecţiei se calculează cu relaţia :

$$\log \cdot d^2 = \log \cdot \bar{x} + d^2_{\log \cdot x} \cdot \log \cdot e \tag{13}$$

Antilogaritmînd valorile $\log \cdot \bar{x}$ şi $\log \cdot d^2$, obţinem valorile $\bar{x}$ şi d^2.

Distribuţia reală a variabilelor

Stabilirea apartenenţei unei distribuţii la o lege de repartiţie se face prin determinarea coeficienţilor de formă ai curbei de repartiţie a frecvenţelor, ştiind că fiecărei legi de repartiţie îi corespunde un anumit tip de curbă caracteristică [1, 2, 3].

Coeficienţii de formă sînt reprezentaţi prin coeficientul de asimetrie α şi coeficientul de boltire β.

$$\alpha = \frac{\bar{x} - \hat{x}}{d} \tag{14}$$

$$\beta = \frac{\sum_{i=1}^{n} (x_i - \bar{x})^4 n_i}{\sum_{i=1}^{n} n_i} \cdot \frac{1}{d^4} \tag{15}$$

Atunci cînd :

$\bar{x} = \bar{\bar{x}} = \hat{x}$, coeficientul de asimetrie $\alpha = 0$, adică distribuţia este simetrică şi urmează legea de distribuţie normală sau Student.

Cînd $\bar{x} < \hat{x}$, atunci $\alpha < 0$, ceea ce înseamnă că distribuţia are o asimetrie negativă sau de dreapta.

Pentru $\bar{x} \geqslant \bar{\bar{x}} > \hat{x}$, $\alpha > 0$, distribuţia are o asimetrie pozitivă sau de stînga şi urmează legea de repartiţie logaritmico-normală.

Cu cît numărul de observaţii sau experimentări este mai mare, cu atît asimetria este mai atenuată şi distribuţia dată se apropie de o distribuţie normală.

Coeficientul de boltire al distribuţiei studiate serveşte la stabilirea diferenţei E care există între aceasta şi distribuţia normală, al cărei coeficient $\beta \cong 3$.

Aşadar, $E = \beta - 3$

Cînd :

$E > 0$ curba este ascuţită.

$E < 0$ curba este mai plată şi reprezintă o distribuţie Student sau logaritmico-normală.

Cu cît abaterea standard are valori mai mici, cu atît ordonata maximă a curbei este mai mare, în timp ce la valori mari ale abaterii standard, curba este plată.

Practic, o distribuție dată poate să fie foarte asimetrică sau chiar cu două sau mai multe maxime, încadrîndu-se într-o distribuție de tip oarecare și totuși distribuția mamă infinită poate să fie conformă cu legea normală, sau invers [3].

Colectivitatea de valori din tabela 1 are un coeficient de asimetrie egal cu zero, ceea ce înseamnă că distribuția analizată este simetrică. Coeficientul de boltire este egal cu 1,71, indicînd o turtire a curbei caracteristice în raport cu distribuția normală.

Se menționează că pentru stabilirea apartenenței unei distribuții la o lege de repartiție, statistica matematică recomandă și alte teste [2, 3, 4, 8].

La stabilirea tipului de distribuție în care pot fi încadrate valorile caracteristice proprietăților fizico-mecanice ale rocilor și conținuturilor în elemente ale diferitelor substanțe minerale utile, unii specialiști au ajuns [6, 11, 12, 13, 14, 15, 16] la concluzia că în cazul în care determinările sînt efectuate pe probe colectate dintr-un material relativ omogen, reprezentînd același tip de rocă sau formațiune, distribuția reală a valorilor poate fi conformă cu una din următoarele legi de distribuție:

— legea de distribuție normală;
— legea de distribuție logaritmico-normală;
— legea de distribuție Student;

Prelucrarea rezultatelor obținute în laboratoarele ICEMIN prin exprimentări pe probe de sare, lignit, argilă, marnă și nisip, au confirmat aplicabilitatea acestor legi la stabilirea valorilor caracteristice ale indicilor cuprinși în tabela 5.

Tabela 5

Indici de identificare	Indici ai stării naturale	Indici mecanici	Indici ai comportării cu apa
— Greutate specifică absolută. — Granulometrie.	— Umiditate naturală — Greutate specifică aparentă. — Porozitate. — Unghi de taluz natural.	— Rez. la compresiune. — Rez. la tracțiune. — Rez. la încovoiere. — Rez. la forfecare. — Tasare specifică.	— Umiditate de saturație. — Limitele inf. și sup. de plasticitate. — Coef. de permeabilitate.

Numeroasele prelucrări efectuate pentru stabilirea indicilor cantitativi ai unor roci au permis să tragem concluzia că abaterile de la legile de repartiție enunțate mai sus pot fi puse pe seama neidentificării corecte a tipului de rocă, în cazul proprietăților fizice, și a fisurării excesive, în cazul proprietăților mecanice, sau pe seama unor erori grosolane.

După părerea altor specialiști [4] rezistența la flambaj, încercările la oboseală și caracteristicile elastice, s-ar conforma legii de distribuție a lui Weibull, fapt care nu poate fi confirmat sau infirmat prin rezultatele cercetărilor proprii.

Intervalul de încredere

Intervalul de încredere al valorii estimate poate fi calculat în funcție de tipul distribuției [1, 8], cu una din expresiile:

$$P = P\left[\bar{x} - z\frac{s}{\sqrt{n}} < m < \bar{x} + z\frac{s}{\sqrt{n}}\right] \quad (17)$$

pentru distribuțiile normale și logaritmico-normale,
unde:

$$z = \frac{(\bar{x} - m)\sqrt{n}}{s} \quad (18)$$

abatere normată care are o distribuție normală cu media zero și dispersia 1. Valoarea ei poate fi extrasă și din tabelele date în literatura de specialitate.

$$s^2 = \frac{\sum_{i=1}^{n} (x_i - \bar{x})^2}{n} \quad (19)$$

abaterea medie pătratică.
Ceilalți termeni au aceeași semnificație ca în

Tabela 6

n \ P	70%	80%	85%	90%	95%	97,5%	99%
3	1,200	1,265	1,345	1,406	1,412	1,414	1,414
4	1,408	1,515	1,584	1,645	1,698	1,710	1,723
5	1,524	1,645	1,716	1,791	1,869	1,917	1,955
6	1,600	1,738	1,808	1,894	1,996	2,067	2,130
7	1,670	1,810	1,880	1,974	2,093	2,182	2,265
8	1,734	1,872	1,948	2,041	2,172	2,273	2,374
9	1,790	1,922	2,004	2,097	2,237	2,349	2,464
10	1,840	1,969	2,055	2,144	2,294	2,414	2,540
11	1,885	2,014	2,100	2,190	2,343	2,470	2,606
12	1,924	2,050	2,140	2,229	2,387	2,519	2,663
13	1,960	2,084	2,172	2,264	2,426	2,562	2,714
14	1,990	2,112	2,202	2,297	2,461	2,602	2,759
15	2,016	2,140	2,228	2,326	2,493	2,638	2,800
16	2,042	2,164	2,254	2,354	2,523	2,670	2,837
17	2,070	2,185	2,280	2,380	2,551	2,701	2,871
18	2,090	2,208	2,300	2,404	2,577	2,728	2,903
19	2,110	2,228	2,322	2,426	2,600	2,754	2,932
20	2,130	2,248	2,340	2,447	2,623	2,778	2,959
21	2,146	2,265	2,360	2,467	2,644	2,801	2,984
22	2,160	2,260	2,376	2,486	2,664	2,823	3,008
23	2,170	2,296	2,390	2,504	2,683	2,843	3,030
24	2,184	2,312	2,405	2,520	2,701	2,862	3,051
25	2,192	2,324	2,420	2,537	2,717	2,880	3,071
26	2,204	2,338	2,435	2,559	2,724	2,898	3,086
27	2,210	2,346	2,446	2,562	2,735	2,912	3,100
28	2,218	2,355	2,456	2,574	2,746	2,921	3,115
29	2,222	2,360	2,460	2,584	2,756	2,935	3,128
30	2,224	2,365	2,466	2,590	2,761	2,941	3,136

relația (1).

$$P = P\left[\bar{x} - t\frac{d}{\sqrt{n}} < m < \bar{x} + t\frac{d}{\sqrt{n}}\right]$$

pentru distribuția Student, în care :

$$t = \frac{(\bar{x} - m)\sqrt{n}}{d} \qquad (20)$$

variabilă caracteristică distribuției Student, cu valori care pot fi calculate sau extrase din tabele speciale.

Termenii $z\frac{s}{\sqrt{n}}$ și $t\frac{d}{\sqrt{n}}$ din expresiile [1] și [17], sînt erorile limită ale valorii medii.

Pentru $n - 1 > 30$, s-a constatat că practic $t = z$, dacă nu se ia în considerare valorile extreme ale lui P [2, 8].

În cazul distribuției logaritmico-normale, se determină mai întîi intervalul de încredere pentru mulțimea normală $\log \cdot x_i$, adică pentru media $\log \cdot x$ și apoi pentru $\log \cdot \bar{x}$.

Distribuția din tabela 1 asigură următorul interval de încredere pentru media aritmetică calculată $x = 2{,}56$ t/m³ :

Limita inferioară :

— în cazul unei probabilități $P = 99\%$

$$2{,}56 - 2{,}485\frac{0{,}1}{\sqrt{26}} = 2{,}51 \text{ t/m}^3$$

— în cazul unei probabilități $P = 70\%$

$$2{,}46 - 0{,}531\frac{0{,}1}{\sqrt{26}} = 2{,}55 \text{ t/m}^3.$$

Limita superioară :

— în cazul unei probabilități $P = 99\%$

$$2{,}56 - 2{,}485\frac{0{,}1}{\sqrt{26}} = 2{,}61 \text{ t/m}^3$$

— în cazul unei probabilități $P = 70\%$

$$2{,}56 - 0{,}531\frac{0{,}1}{\sqrt{26}} = 2{,}57 \text{ t/m}^3$$

Condiția ideală s-ar putea realiza atunci cînd limita inferioară ar fi egală cu limita superioară a intervalului.

Cum din cauza erorilor, această condiție nu poate fi realizată, atunci cînd probabilitatea tinde către 100%, crește și mărimea amplitudinii intervalului de siguranță.

Precizia rezultatelor

În cazul proprietăților fizico-mecanice ale rocilor, o variație prea mare a lui m, în limitele intervalului de siguranță calculat, poate duce la încadrarea probelor cercetate într-o altă categorie sau formațiune de roci decît cea căreia de fapt îi aparțin.

Așadar, limitele admisibile ale unui astfel de interval trebuie stabilite, în primul rînd, pe baza unor considerente ce privesc destinația datelor care rezultă din prelucrarea statistică.

O diferență în plus sau în minus de 5% la media estimată pentru un indicator fizic sau mecanic al unei roci nu are o influență esențială la încadrarea acesteia într-un interval dintr-o clasificare sau în calculele de proiectare minieră.

Pentru un astfel de interval de acoperire al mediei de selecție, coeficientul de variație nu poate depăși o anumită valoare limită. Simplificînd ambii termeni ai relației (20) cu $\bar{x}$, se obține :

$$\frac{d}{\bar{x}} = \frac{(\bar{x} - m)\sqrt{n}}{\bar{x} \cdot t} \qquad (21)$$

Cum $\frac{d}{\bar{x}} = v$ și $\frac{\bar{x} - m}{\bar{x}} = \Delta$

atunci relația (20) devine :

$$v = \frac{\Delta\sqrt{n}}{t} \qquad (22)$$

Admițînd un $\Delta = 5\%$,

$$v = 5\sqrt{n}\,\frac{1}{t}$$

valori limită care sînt reprezentate pentru cîteva probabilități în graficul din figura 5.

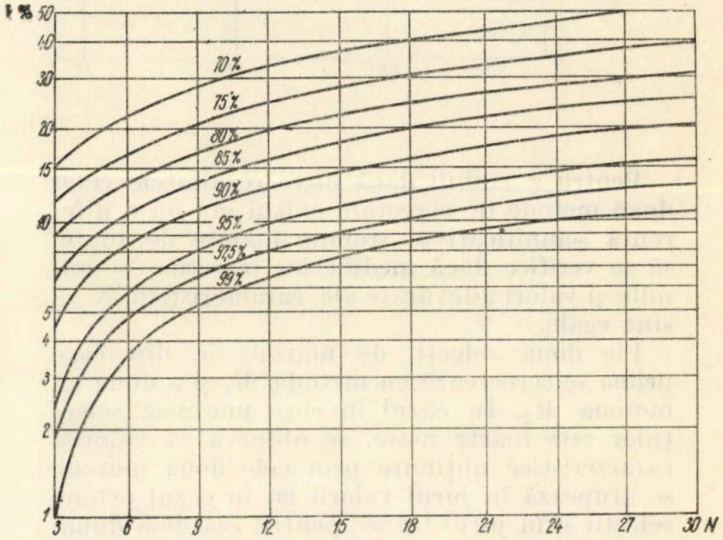


Fig. 5

Compararea rezultatelor

Adesea, în cercetările de laborator, o caracteristică se poate studia prin două metode de cercetare și, de regulă, se obțin rezultate diferite, chiar atunci cînd se aplică la aceeași probă.

Se pune atunci întrebarea, dacă aceste rezultate reprezintă într-adevăr aceeași caracteristică, care din cele două metode este cea mai eficace.

Condiția care se cere pentru ca cele două metode să ducă la obținerea unor rezultate identice, este aceea ca mărimea t, calculată pe baza datelor cercetării, să aibă valori mai mici

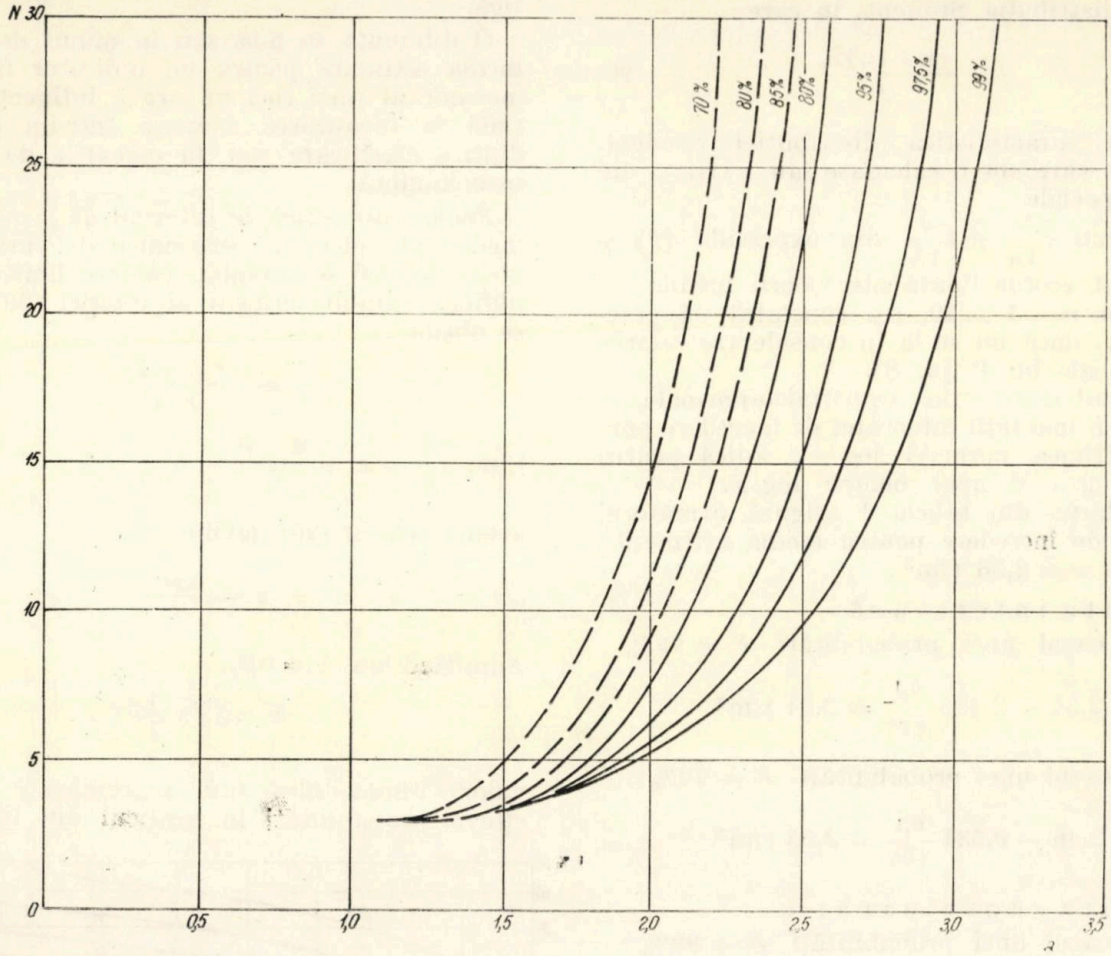


Fig. 6

Pentru a stabili dacă între rezultatele celor două metode de cercetare există sau nu o diferență semnificativă, trebuie înainte de toate, să se verifice dacă mediile lor teoretice — numite și valori adevărate ale caracteristicii X — sînt egale.

Fie două selecții de mărime n, din care prima se cercetează cu metoda M_1 și a doua cu metoda M_2. În cazul în care mărimea selecțiilor este foarte mare, se observă că valorile caracteristice obținute prin cele două metode se grupează în jurul valorii m_1 în cazul primei selecții și în jurul lui m_2 pentru cea de-a doua.

Mediile și dispersiile selecțiilor se determină cu relațiile :

$$x_1 = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_{1i}}{n} \quad \text{și} \quad x_2 = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_{2i}}{n} \tag{24}$$

$$s_1^2 = \frac{\sum_{i=1}^{n} (x_{1i} - \bar{x}_1)^2}{n-1} \quad \text{și} \quad s_2^2 = \frac{\sum_{i=1}^{n} (x_{2i} - \bar{x}_2)^2}{n-1} \tag{25}$$

decît valoarea t indicată de tabelele statistice, pentru o probabilitate dată și un $f = 2(n-1)$.

$$t_c = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_2}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n} - \frac{s_2^2}{n}}} = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_2}{\sqrt{s_1^2 - s_2^2}} \sqrt{n}$$

Așadar, atunci cînd $t_c < t$, rezultatele celor două metode nu diferă semnificativ, ci întîmplător reprezentînd cantitativ aceeași caracteristică.

Aceeași verificare trebuie să se facă și în cazul în care se compară două medii de selecție.

În cazul în care cele două selecții fac parte din aceeași colectivitate generală, atunci media m și dispersia d^2 a colectivității se calculează cu relațiile :

$$\bar{x} = \frac{n_1 \cdot \bar{x}_1 + n_2 \cdot \bar{x}_2}{n_1 + n_2} \cong m \tag{27}$$

$$d^2 = \frac{\sum_{i=1}^{n_1} (x_{1i} - \bar{x}_1)^2 + \sum_{i=1}^{n_2} (x_{2i} - \bar{x}_2)^2}{n_1 + n_2 - 1} \tag{28}$$

pentru $f = n_1 + n_2 - 1$

Mărimea coeficientului de variaţie determinat cu relaţia (8) trebuie să aibă, şi în acest caz, o valoare mai mică decît aceea care rezultă din graficul prezentat în figura 5.

Determinarea erorilor grosolane

Nu trebuie exclus ca în şirul datelor experimentale să apară şi unele valori care să se abată cu mult faţă de majoritate şi nu de puţine ori, aceste abateri se datoresc erorilor grosolane.

Pentru a decide dacă o valoare este sau nu o eroare grosolană, este necesar să se stabilească, în funcţie de datele selecţiei, valorile maximă şi minimă pentru o probabilitate dată [8, 9]. Dacă toate valorile selecţiei fac parte din aceeaşi colectivitate generală, distribuită normal cu media m şi abaterea medie pătratică s, atunci valoarea maximă a selecţiei trebuie să fie mai mică decît valoarea determinată cu formula :

$$x_{max.P} = \bar{x} + d \cdot a \qquad (29)$$

în care a este o valoare ce se extrage din tabela 6 sau din graficul din figura 6, în funcţie de mărimea n a selecţiei şi o probabilitate dată P.

Cînd $x_{max.P}$ este mai mic decît valoarea maximă a selecţiei, nu există nici un temei să se considere că abaterea acestei valori este întîmplătoare [8] şi se exclude ca fiind o eroare grosolană.

Avîndu-se în vedere simetria distribuţiei normale, pentru excluderea valorilor minime cu abateri mari faţă de masa selecţiei, relaţia [29] capătă forma :

$$x_{min.P} = \bar{x} - d \cdot a \qquad (30)$$

valorile mai mici decît $x_{min.P}$ excluzîndu-se, de asemenea ca erori grosolane.

În graficul din figura 6, valorile lui a, corespunzătoare selecţiilor cu n de la 1 la 25 şi probabilităţilor de 90%, 95%, 97,5% şi 99%, au fost luate după cercetătorul american F. Grubbs [9] şi completate cu cele determinate de autor.

Pentru o probabilitate $P = 99\%$, în cazul exemplului analizat, erorile grosolane ar trebui să aibă valori mai mari decît :

$$x_{max.P} = 2{,}56 - 0{,}1 \cdot 3{,}08 = 2{,}87$$

sau mai mici ca :

$$x_{min.P} = 2{,}56 - 0{,}1 \cdot 3{,}08 = 2{,}25$$

Aceeaşi selecţie, pentru o probabilitate mai mică, adică pentru $P = 70\%$, admite :

$$x_{max.P} = 2{,}56 - 0{,}1 \cdot 2{,}2 = 2{,}78$$

$$x_{min.P} = 2{,}56 - 0{,}1 \cdot 2{,}2 = 2{,}34$$

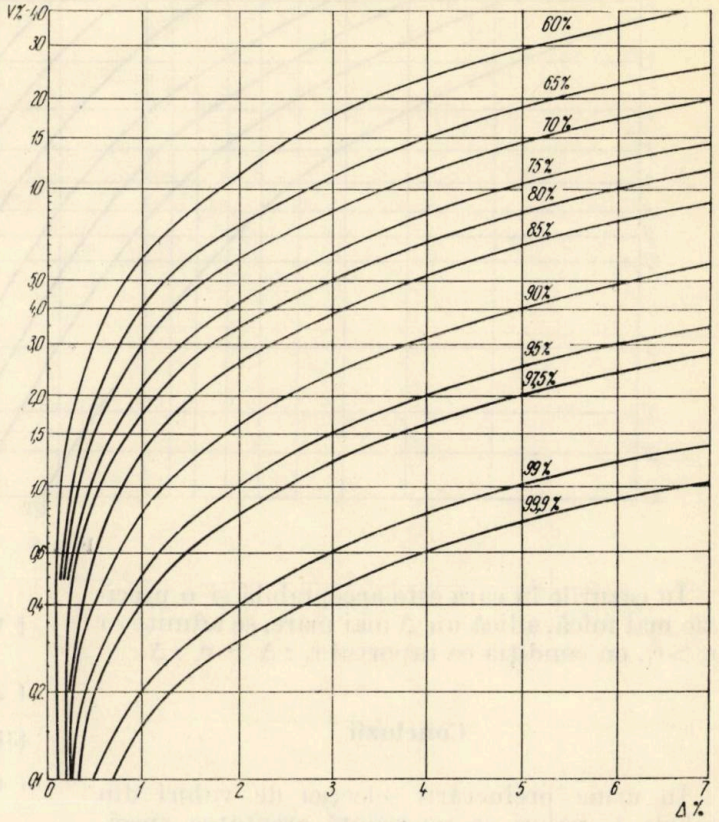


Fig. 7

ceea ce înseamnă că, atît într-un caz, cît şi în celălalt, nici una din valorile selecţiei nu poate fi socotită eroare grosolană.

Stabilirea numărului minim de probe

La programarea analizelor şi încercărilor de laborator sau teren, stabilirea numărului de probe se poate face pornindu-se de la relaţia (22), de unde :

$$n = \left(\frac{v \cdot t}{\Delta}\right)^2 \qquad (31)$$

Pentru simplificarea operaţiilor de calcul, au fost întocmite graficele din figurile 7 şi 8.

Admiţînd o precizie Δ şi o probabilitate P, din graficul din figura 7 se extrage coefcientul de variaţie limită v_1. Apoi, în graficul din figura 8 se caută, pentru acelaşi P numărul de probe sau încercări n, care corespunde raportului $v_1 : \Delta$.

După efectuarea determinărilor se trece la prelucrarea datelor selecţiei şi se obţine un coeficient de variaţie v_r, pe care îl vom numi coeficientul de variaţie real. Se verifică pe graficul 8 dacă raportul dintre v_r şi acelaşi Δ mai îndeplineşte condiţia iniţială de probabilitate pentru acelaşi n.

Atunci cînd $v_r > v_1$, din același grafic se determină un nou n, pentru același P și Δ, operația repetîndu-se pînă ce $v_r \leqslant v_1$.

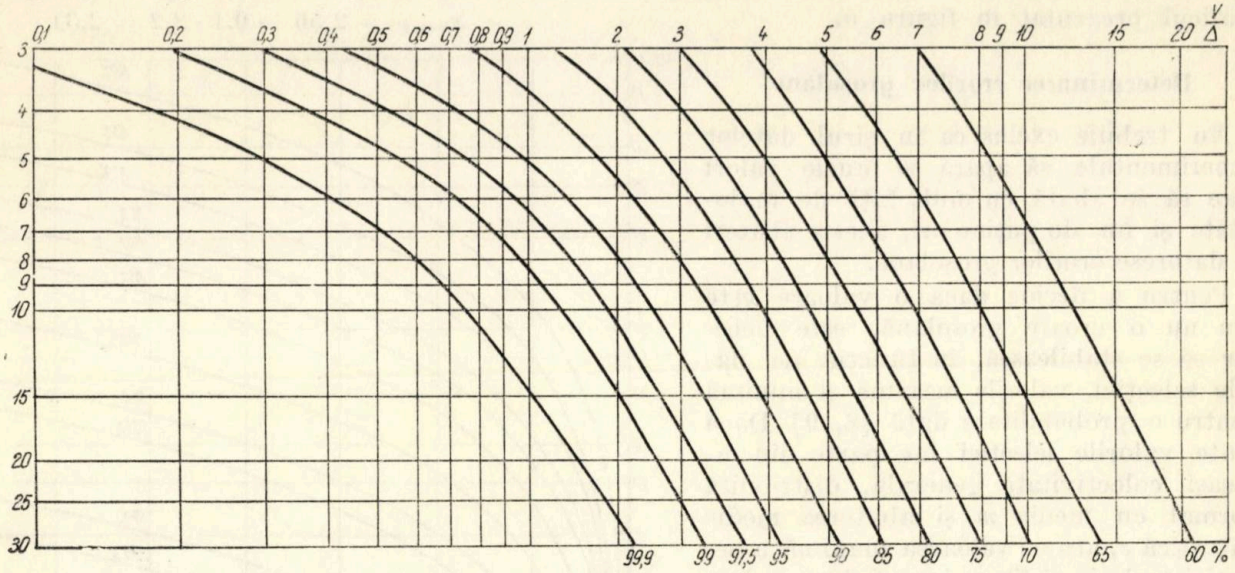


Fig. 8

În cazurile în care este acceptabilă și o precizie mai mică, adică un Δ mai mare, se admite ca $v_r > v_1$, cu condiția ca raportul $v_1 : \Delta \geqslant v_r : \Delta$.

Concluzii

În urma prelucrării selecției de valori din tabela 1, valori ce reprezintă greutatea specifică absolută a unor probe de argilă grasă, se pot desprinde următoarele concluzii:

Selecția are o distribuție care corespunde legii de repartiție Student, cu coeficientul de asimetrie zero și de boltire egal cu 1,71. Media aritmetică are aceeași valoare cu modul și mediana selecției, adică 2,56 t/m³. Abaterea medie pătratică este egală cu 0,1 t/m³, iar coeficientul de variație de 3,94%.

Intervalul de încredere pentru o probabilitate $P = 99\%$ este cuprins între 2,51 t/m³ și 2,61 t/m³, adică asigură o precizie a lui m față de $\bar{x}$, de 1,9%, iar pentru $P = 70\%$ este cuprins între 2,55 t/m³ și 2,57 t/m³, ceea ce înseamnă o precizie de 0,3%.

Șirul statistic al acestei selecții nu conține erori grosolane pentru P cuprins între 70% și 99%.

Este de precizat că un tabel statistic nu poate și nici nu trebuie să cuprindă toate aceste rezultate ale prelucrării statistice. Se poate considera că pentru alegerea metodelor de calcul cît și pentru stabilirea mărimii coeficienților de siguranță utilizați în proiectare este necesar ca pe lîngă media aritmetică caracteristică indicatorului fizic sau mecanic, să se indice mărimea coeficientului de variație și probabilitatea cu care se poate avea certitudinea că valoarea medie reprezintă într-adevăr caracteristica cantitativă a indicatorului studiat.

BIBLIOGRAFIE

[1] Mihoc, Gh., Iosifescu M. și Urseanu, V. *Elemente de teorie a probabilităților și aplicațiile ei.* Ed. științifică. 1966.

[2] Mihăilă, I. *Introducere în teoria probabilităților și statistica matematică.* Ed. didactică și pedagogică, 1965.

[3] Worthing, A. G. și Geffner, J. *Prelucrarea datelor experimentale.* Ed. tehnică, 1959.

[4] Knotek, M., Vojta, R. și Sefc, J. *Metode statistico-matematice pentru analizarea proceselor siderurgice.* I.D.T., 1964.

[5] Marinescu, I. ș.a. *Elemente de statistică matematică și aplicațiile ei.* Ed. științifică, 1966.

[6] Bally, R. J. și Perlea, V. *Sintetizarea statistică a caracteristicilor geotehnice.* Studii de geotehnie fundații și construcții hidrotehnice. VII. 1964.

[7] Mihoc, Gh. și Urseanu, V. *Matematici aplicate în statistică.* Ed. Academiei R.S.R., 1962.

[8] Rancu, N. și Tövissi L. *Statistica matematică cu aplicații în producție.* Ed. Academiei R.S.R., 1963.

[9] Linnik, Iu. V. *Metod naimenșih kvadratov i osnovi matematiko-statisticeskoi teorii obrabotki nabliudenii.* Moscova, Fizmatghiz, 1962.

[10] Ventura, E. *Essai de prévision à moyen terme des cours des métaux non ferreux.* (B. *Schéma aléatoire pour, la loi lognormale*). Annales des mines, aprilie, 1957.

[11] * * * *Directives pour l'execution d'essais de rezistance des roches.* Annales des Mines de Belgique, nr. 12, 1964.

[12] Matheron, G. *Utilité des méthodes statistiques dans la recherche minière.* Revue de l'Industrie Minerale, ianuarie, 1956.

[13] Turițîn, K. S. *Posibilitatea de aplicare a legii de distribuție lognormale la determinarea proprietăților fizico-mecanice.* Gheologhia i gheofizica, nr. 2, 1966.

[14] Nalimov, V. V. *Utilizarea statisticii matematice la analiza substanțelor.* Fizmatlit, 1960.

[15] Rodionov, D. A. *K voprosu o logarifmiceskom normalinom raspredelenii soderjanii elementov v izverjenih gornih porodah.* Gheohimia, nr. 4, 1961.

[16] Hudson, J. D. *Statistica pentru fizicieni.* Moscova. Izdatelistvo Mir, 1967.

[17] Coates, D. F. *Rock mechanics principles.* Departament of Mines and Technical Surveyes, Ottawa, 1965.

[18] Calot, G. *Significatif on non significatif?* Revue de Statistique applique, vol. XV. nr. 1, 1967.

Contribuţii la studiul uraninitului, pechblendei şi thucholitului prin metode optice cu raze X şi spectrofotometrice de absorbţie în infraroşu

Anişoara Andronescu

În unele zăcăminte de uraniu hidrotermale a fost semnalată de multă vreme prezenţa uraninitului, pechblendei şi thucholitului.

În literatură se arată că cele două minerale de uraniu diferă prin compoziţie, formă, origină, forma granulelor şi α radioactivitate.

Din cercetările întreprinse de noi au reieşit în plus unele diferenţieri cu caracter pregnant, care au fost observate microscopic şi verificate cu raze X pe diagrame Debye-Scherrer.

În ceea ce priveşte thucholitul, acesta a fost semnalat în anul 1928 de către Ellsworth în unele formaţiuni pegmatitice din Canada.

Este unanim acceptat că mecanismul de fixare a thucholitului este exprimat prin procesul de polimerizare a unor hidrocarburi gazoase de origină endogenă şi este considerat de vîrstă posturanică. Datorită proprietăţilor sale de intensă anizotropie, P. Ramdohr a denumit această stare pregrafitoasă (Vorgraphitierung).

Fig. 1. Depuneri de uraninit şi thucholit în carbonaţi. X 80.

Rezultatele cercetărilor expuse în lucrarea de faţă precizează unele caracteristici ale celor două minerale de uraniu, precum şi a thucholitului.

Caracteristic pentru mineralizaţiile cercetate de noi este permanenta asociere a oxizilor de uraniu cu thucholitul ca rezultat al „simpatiei lor geochimice".

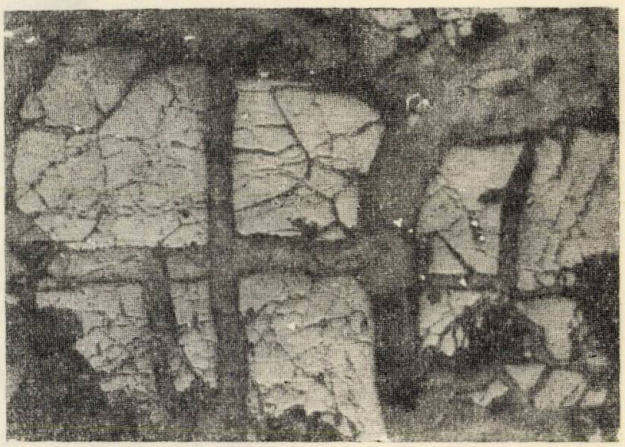


Fig. 2. Uraninit în thucholit. X 80.

A. Identificarea mineralelor prin metode optice

Uraninitul – UO_2 – şi pechblenda – $nUO_2 . mUO_3$ – după cum se cunoaşte din datele literaturii de specialitate şi din observaţiile noastre sînt varietăţi ale oxidului de uraniu între care există o diferenţiere similară cu aceea constatată pentru varietăţilor silicei, cuarţul şi calcedonia sau pentru varietăţile sulfurii de zinc, blenda şi schalanblenda.

Microscopic cele două minerale de uraniu prezintă următoarele caractere.

Uraninitul apare în cristale idiomorfe (fig. 1 şi 2), mase granulare şi fragmente colţuroase, iar pechblenda cu forme aparente de cristale [5] şi poate fi observată sub formă de depuneri colomorfe (fig. 3 şi 4), botryoidale (fig. 5), cu dispoziţie concentrică sau în ghirlande, rezultate prin asociaţia a numeroase corpuri de formă sferoidală (fig. 6), sau pune în evidenţă struc-

Fig. 3. Thucholit cu resturi de pechblendă mărginite de pirită şi mispichel depuse în carbonaţi. X 80.

Fig. 4. Resturi de pechblendă în thucholit. X 60.

Fig. 5. Pechblendă botryoidală (eşantion). X 20.

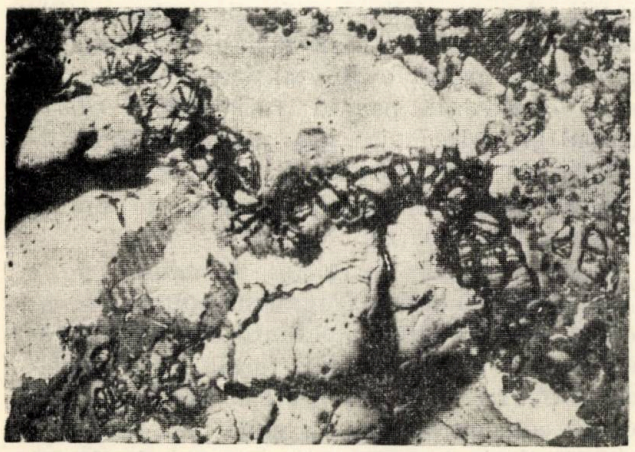


Fig. 6. Ghirlande de pechblendă în thucholit. X 80.

Fig. 7. Vinişoare de thucholit în pechblendă sub formă de reţea. X 60.

turi zonal-concentrice care se manifestă, în zăcămintele cercetate, în două moduri:

1) dispoziţii zonale, cînd zonele succesive sînt marcate de suprafeţe de separaţie, concentrice de-a lungul cărora a avut loc infiltrarea thucholitului;

2) dispoziţii radiale născute prin dezvoltarea unui sistem de fisuri corespunzătoare care a

Fig. 8. În unele depuneri zonale de pechblendă (?) apar incluziuni idiomorfe de galenă. X 60.

înlesnit, de asemenea, depunerea de thucholit. Datorită şi fisurilor cu alte orientări, ansamblurile sistemelor de depunere ale thucolitului apar ca o reţea anastomozată (fig. 7); în unele zone ale depunerilor de oxid de uraniu apar frecvente incluziuni de galenă idiomorfă, distribuite orientat (fig. 8).

În mineralizaţiile uranifere hidrotermale cercetate de noi, în afara mineralelor amintite mai sus mai apar şi sulfuri, dintre care men-

Fig. 9. Uraninit cu resturi şi roiuri de galenă orientate cristalografic. X 60.

ţionăm, în mod special, galena a cărei raporturi structurale cu uraninitul şi pechblenda sînt net diferite; observaţiile noastre în această problemă constituie o noutate şi în acelaşi timp diferenţiază şi mai evident cei doi oxizi de uraniu.

Astfel, raporturile uraninitului cu galena, deosebit de interesante [1], pun în evidenţă un contur structural foarte pregnant; uraninitul conţine incluziuni de galenă distribuite variat şi anume:

— sub formă de resturi mai mari, în parte cu conture neregulate (fig. 9);

— sub formă de roiuri orientate cristalografic, punînd în evidenţă conturul original al

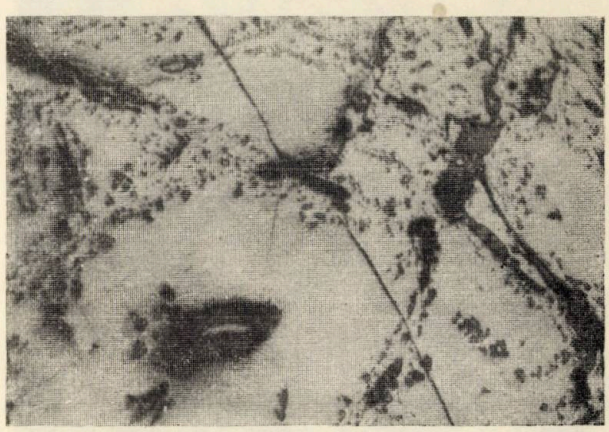


Fig. 10. Uraninit cu roiuri de galenă orientate cristalografic. X 60.

galenei (fig. 10); roiurile de galenă se distribuie preferenţial în lungul unor direcţii cristalografice ale galenei (conture rombice, triunghiulare, dreptunghiulare);

— sub formă de aglomerări în unele zone de separaţie (fig. 11 şi 12); uraninitul pătrunde în galenă mai ales după planele de clivaj ale acesteia substituind-o, în final apărînd relicte de galenă cu conture liniare, orientate în unele cazuri cristalografic, permiţînd reconstituirea conturului iniţial al galenei.

Fig. 11. Uraninit cu roiuri de galenă orientate cristalografic. X 60.

Prezenţa galenei în uraninit este interpretată felurit. Pentru o orientare corectă este însă necesar a se ţine seamă de particularităţile fiziografice ale paragenezei. Astfel:

— plumbul ar putea fi considerat de origină radiogenă mobilizat sub formă de sulfură, ipo-

teză care, în cazul cercetat de noi, se exclude datorită cantității considerabile de galenă în uraninit în raport cu vîrsta tînără a depunerilor ;

— interpretarea structurilor observate ca fiind datorite dezamestecului nu este plauzibilă, da-

Fig. 12. Uraninit asociat cu cuarț. În uraninit se observă roiuri de galenă orientate cristalografic. X 80.

torită deosebirilor dintre mineralul gazdă și incluziuni, atît ca structură, cît și ca tip de legături interatomice ;

— pentru unele dispoziții zonale în legătură probabilă cu plane de creștere ale cristalelor de uraninit, s-ar putea invoca o depunere ritmică de microcristale, idiomorfe, de galenă în timpul creșterii.

Explicația generală însă a structurilor observate ne apare în procesul de înlocuire metasomatică a galenei prin uraninit care se manifestă în stadii variate, rezultînd aspectele fiziografice pe care le ilustrăm în microfotografiile anexate lucrării.

După cum am menționat, raporturile pechblendei cu galena diferă net în raport cu uraninitul. În depunerile de pechblendă, cu conture structurale caracteristice, nu am observat nici odată incluziuni de galenă.

Situația descrisă la punctul 2, în care în unele separații zonale apar și incluziuni de galenă idiomorfe, echigranulare, pune sub semn de întrebare dacă asemenea depuneri sînt caracteristice pechblendei, după cum se indică în literatură, sau în timpul creșterii cristalului a existat o variație periodică a chimismului soluțiilor.

Raporturile uraninitului și pechblendei cu thucholitul, după cum este cunoscut din literatură sau din observațiile noastre [1, 2], dovedesc existența fenomenelor de substituție metasomatică parțială sau totală a oxizilor de uraniu de către thucholit, sub miscroscop observîndu-se resturi de uraninit și pechblendă în thucholit.

Thucholitul — Cx Hy — de vîrstă posturanică, prezintă sub microscop următoarele caractere : este de culoare cenușie închisă și funcție de proprietățile optice s-au separat trei tipuri de thucholit :

— anizotrop cu frecvente resturi de oxizi de uraniu ;

— izotrop fără oxizi de uraniu ;

— anizotrop și slab policroic cu rare resturi de oxizi de uraniu.

Din punct de vedere chimic, thucholitul cercetat de noi are chimism asemănător cu acela indicat în literatură : C = 73—90% ; H = 3—7% ; S = 0,3—3% ; O = 3—6% ; N = = 0,1—3% și cenușă de la 0,4—12% ; conținutul de U_3O_8 în cenușă variază de la 2 la 80%.

Analiza spectrală efectuată asupra cenușei rezultată de la calcinarea thucholitului a arătat prezența următoarelor elemente : Ti, Mn, Ni, Co, V, Mo, Pb, Cu, Zn, Sb, As, Ge, Ba, B, Th și U în proporții ce variază (în afară de uraniu și thoriu) între 50 p. l. m. — > 10.000 p. l. m.

B. Identificarea mineralelor cu raze X

În scopul obținerii unor informații mai cuprinzătoare asupra uraninitului, pechblendei și thucholitului s-au executat determinări ale distanțelor interreticulare d/n pe diagrame Debye-Scherrer.

Deoarece nu s-a efectuat separarea thucholitului de pechblendă sau uraninit, interpretarea datelor obținute prin analiza roentgenostructurală se va face simultan.

Distanțele interreticulare obținute pe diagramele 13, 14 și 15 sînt redate în tabela 1.

Se poate observa că pechblenda și uraninitul arată același spectru dar valori ușor deosebite ale intensității. În afară de liniile uraniului, diagrama din figura 13 arată și liniile caracteristice distanțelor interreticulare ale galenei 2,90 (2), 2,08 (4) 1,78 (3), 132 (3) care după calcinare (fig. 15) se constată că dispar, astfel încît spectrul materialului calcinat corespunde în întregime oxidului de uraniu.

Pentru a aprecia participarea thucholitului în spectrul amestecurilor examinate s-au executat diagramele din figurile 16, 17 şi 18.

Tabela 1

d/n	I		
	Uraninit cu thucholit (fig. 13)	Pechblendă cu thucholit (fig. 14)	Uraninit cu thucholit (fig. 15)
8,55	—	1	0 5
3 48	2	2	—
3,14	10	9	4
2,96	2	1	—
2,73	5	4	4
2,08	4	2	—
1,92	8	8	4
1,78	5	3	—
1,64	9	8	4
1,57	4	2	—
1,32	3	2	0,5
1,25	6	4	4
1,22	6	4	4
1,11	6	4	3
1,05	7	5	3

În acord cu absenţa unor linii care să corespundă altor substanţe decît oxizilor de uraniu şi galenei, asfaltul (fig. 16) nu dă un spectru roentgen.

Tabela 2

d/n	I
3,70	8
3,35	10
2,23	3
2,14	4
2,03	5
1,84	4
1,67	8
1,54	6
1,35	5
1,27	5
1,22	9
1,15	9
1,11	6
0,99	8

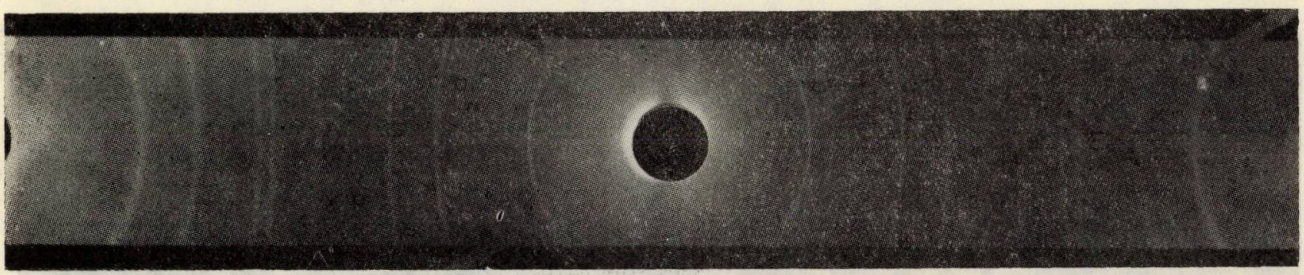


Fig. 13. Uraninit cu thucholit.

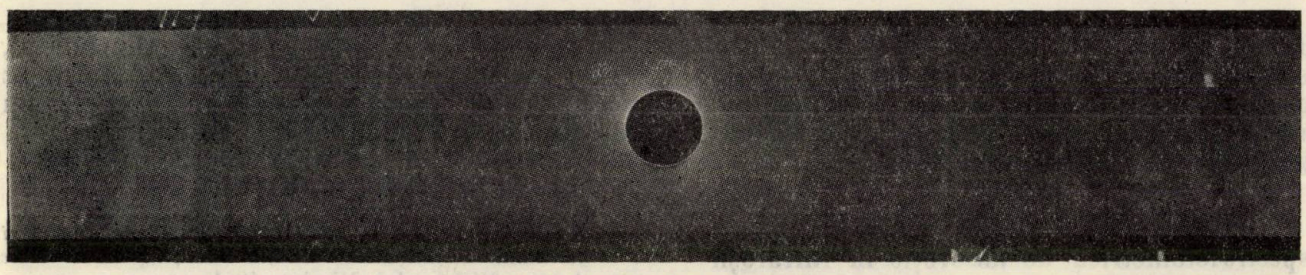


Fig. 14. Pechblendă cu thucholit.

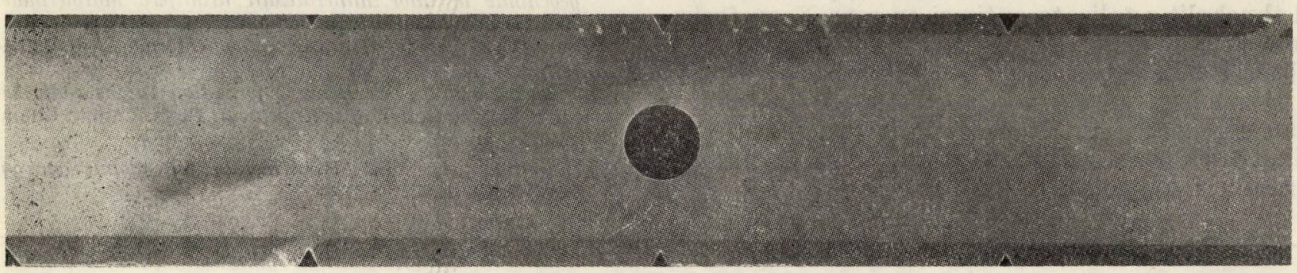


Fig. 15. Uraninit cu thucholit calcinat.

Distanţele interreticulare d/n cu intensităţile corespunzătoare obţinute pe diagrama 5 sînt: 5,68 (8), 3,57 (10) şi 2,83 (2).

Distanţele interreticulare obţinute pe diagrama din figura 18 sînt redate în tabela 2.

Pe de altă parte, antracitul grafitizat (fig. 17) dă o parte din spectru grafitului (fig. 18).

Cum aceste linii nu au fost observate în spectrul amestecurilor cercetate de noi (figurile 13, 14 şi 15) şi în comparaţie şi cu spectrul

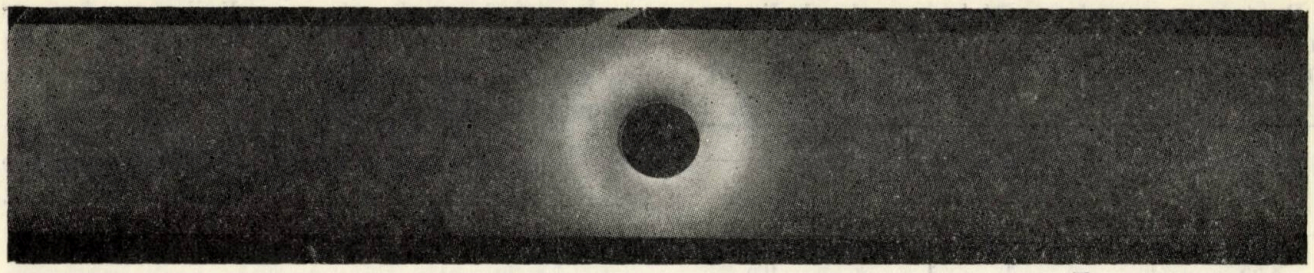


Fig. 16. Asfalt.

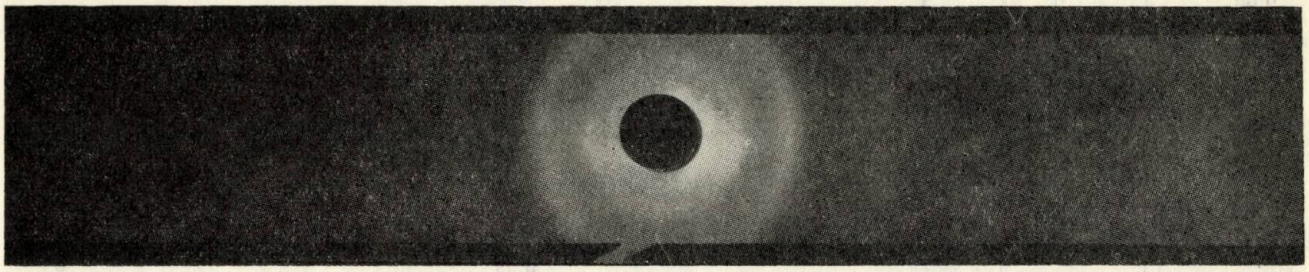


Fig. 17. Antracit grafitizat.

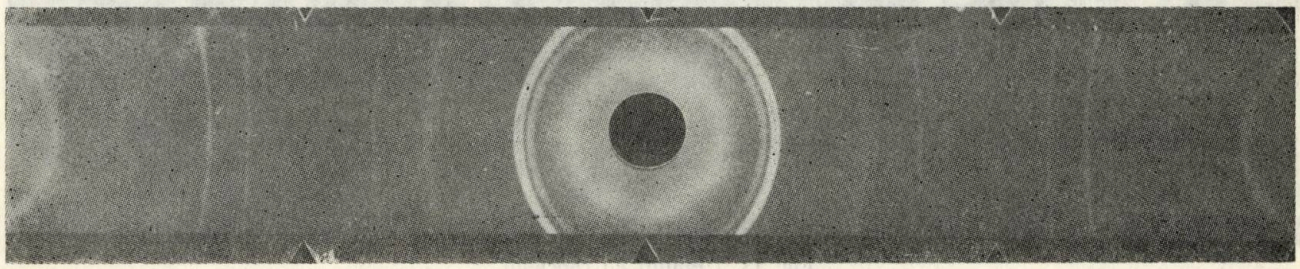


Fig. 18. Grafit

grafitului (fig. 18) rezultă că thucholitul nu este o substanţă grafitizată, cum se susţine uneori în literatură, ci trebuie considerat ca o substanţă bituminoasă, necristalizată. Thucholitul nu dă un spectru röntgen.

Identificarea mineralelor prin metoda spectrofotometrică de absorbţie în infraroşu

Probele cu conţinut de uraninit, pechblendă şi thucholit analizate optic şi cu raze X au fost cercetate şi prin metoda spectrofotografică de absorbţie în infraroşu.

S-a constatat că uraninitul şi pechblenda nu dau un spectru de absorbţie în infraroşu, cauza fiind diferenţa de greutate atomică, mare, dintre uraniu şi oxigen.

În schimb în ceea ce priveşte thucholitul, prin această metodă de analiză s-a confirmat că nu este o substanţă cristalizată, deoarece nu dă un spectru de absorbţie în infraroşu.

BIBLIOGRAFIE

[1] Andronescu, A. *Studiul mineralogic petrografic şi geochimic al unor mineralizaţii uranifere hidrotermale* Arhiva Ministerului Minelor, 1964.

[2] Andronescu, A. *Studiul mineralogic petrografic şi geochimic al unor mineralizaţii uranifere hidrotermale.* Arhiva Ministerului Minelor, 1966.

[3] Rogers, A. F. *Uraninit and pitchblende.* Am. Mineralogist. 1947.

[4] Rosenblum, C. *Benzene formation in the radiochemical polymerization of accetylene.* J. Phys. Colloid Chem. 1948.

[5] Ninninger, D. R. *Minerals for atomic energy.* New-York, 1955.

Recenzii

Nestor Lupei Geologie minieră *Editura tehnică, 1968*

Lucrarea cuprinde trei părţi care tratează, în mod teoretic şi practic, problemele de activitate geologică şi minieră privind explorarea, deschiderea, pregătirea şi exploatarea zăcămintelor de substanţe minerale utile.

În prima parte sînt expuse legile de formare, asociere şi amplasare a substanţelor minerale utile, arătînd structura şi compoziţia Pămîntului şi a scoarţei terestre şi rolul geodinamicii în formarea şi aşezarea acumulărilor de substanţe minerale utile.

Partea a doua tratează problemele de metodologie a cercetărilor geologice şi de calcul a rezervelor de substanţe minerale utile, expunînd modul de pregătire a lucrărilor geologice, de cartare geologică, de prospecţiuni şi de explorări.

Sînt precizate grupele şi categoriile de rezerve, parametrii de calculare a lor, aprecierea erorilor posibile şi aplicarea unor coeficienţi de corectare, evaluarea, costul şi eficienţa lucrărilor geologice.

Partea a treia a lucrării cuprinde problemele de exploatare a zăcămintelor de substanţe minerale utile, expunînd modul de delimitare a zăcămintelor şi arătînd factorii naturali care determină exploatabilitatea zăcămintelor şi parametrii economici şi industriali.

Se analizează profilul întreprinderilor miniere şi metodele de exploatare, arătînd totodată activităţile legate de perspectiva exploatării şi documentele de bază ale serviciului geologic şi topografic.

În încheiere se face prezentarea teritoriului ţării din punct de vedere geologic şi al resurselor miniere.

Cartea este destinată inginerilor şi tehnicienilor geologi şi minieri din domeniul explorării şi exploatării zăcămintelor de substanţe minerale utile.

Streit, V.

André Vatan Manual de sedimentologie *Paris, 1967*

Autorul lucrării este profesor la Universitatea din Teheran şi consilier ştiinţific la Institutul Francez de Petrol. Cartea are 424 pagini, conţine 154 figuri şi 63 fotografii. Prefaţa este scrisă de către decanul Georges Millot profesor la Universitatea din Strassburg şi director al Centrului de Sedimentologie şi Geochimie de suprafaţă a Centrului Naţional de Cercetare Ştiinţifică.

Definiţia dată de autor sedimentologiei ca fiind geologia dinamică a rocilor sedimentare corespunde cît se poate de bine rolului care revine acestei noi ramuri a ştiinţelor pămîntului. Obiectivul urmărit de sedimentologie este într-adevăr cunoaşterea rocilor sedimentare şi a mediului lor, cu toate modificările suferite în timp şi spaţiu.

În timp ce petrografia studiază şi descrie rocile iar stratigrafia se ocupă de strate, noua ştiinţă, sedimentologia, are scopul de a explica fenomenele observate. Complexitatea fenomenelor face necesar apelul la numeroase discipline învecinate: mineralogie, paleontologie, fizica globului şi mai ales la fizică şi chimie.

Introducerea unor tehnici noi a provocat şi schimbarea metodelor de lucru.

Pentru prezentarea materialului inclus în noua disciplină puteau fi folosite mai multe căi. În general, pot fi abordate următoarele trei formule verificate:

1 — studiul genezei rocilor;

2 — o lucrare descriptivă privind petrografia sedimentară;

3 — un manual care să trateze tehnologia necesară.

În această lucrare autorul s-a străduit să arate aspectul modern al cercetărilor care, sub numele de sedimentologie, reprezintă în fond bazele stratigrafiei.

Pentru a trata rocile în mediul lor, el a combinat formulele 1 şi 2. În anexă a adăugat un manual elementar cu indicarea tehnicilor de folosit pentru efectuarea diferitelor studii.

Expunerea documentată şi foarte clară este împărţită în 19 capitole referitoare la sedimentologia generală şi 4 capitole privind tehnicile petrografice.

Cap. I. Generalităţi.
Cap. II. Modul de formare a sedimentelor.
Cap. III. Mediile de sedimentare.
Cap. IV. Stratificaţia şi structurile.
Cap. V. Diageneză şi metasomatoză.
Cap. VI. Clasificarea rocilor sedimentare.
Cap. VII. Rocile detritice.
Cap. VIII. Rocile conglomerate.
Cap. IX. Rocile silicioase biochimice.
Cap. X. Rocile eluviale.
Cap. XI. Rocile feruginoase.
Cap. XII. Minereurile sedimentare de mangan.
Cap. XIII. Fosfaţii.
Cap. XIV. Evaporitele.
Cap. XV. Rocile carbonatate.
Cap. XVI. Cărbunii.
Cap. XVII. Petrolul.
Cap. XVIII. Bazinele sedimentare.
Cap. XIX. Principiile stratigrafice.

ANEXE:

Cap. I. Tehnicile granulometrice.
Cap. II. Tehnicile privitoare la studiul mineralogic al nisipurilor.
Cap. III. Metodele de studiu pentru argile.
Cap. IV. Studiul tehnic al rocilor carbonatate.

În această formă, cartea este în măsură să intereseze un număr foarte mare de specialişti. Ea este indispensabilă, atît geologilor care lucrează în sedimentar, cît şi celor care cercetează formaţiunile cristalofiliene, unde reconstituirea condiţiilor de sedimentare poate contribui la rezolvarea unor importante probleme deosebit de actuale, mai ales pentru prospectarea zăcămintelor de minereuri cantonate în formaţiuni metamorfice.

Prof. dr. ing. *V. PATRICIU*

David B. şi Olteneanu M. Analiza de laborator în practica geologică *Editura tehnică, Bucureşti, 1968*

Lucrarea cuprinde 299 pagini, 115 figuri comentate în textul pe care îl ilustrează cu exemplificări caracteristice, precum şi 31 de tabele deosebit de utile.

Materialul este judicios grupat în patru capitole:

1 — generalităţi asupra colectării şi prelucrării probelor pentru analize (pag. 7—32);

2 — analize pentru stabilirea poziţiei stratigrafice şi corelarea stratelor şi zăcămintelor (pag. 33—75);

3 — analize pentru determinarea caracteristicilor fizico-mecanice ale rocilor (pag. 76—101);

4 — analize calitative şi cantitative ale substanţelor minerale (pag. 103—291).

Din analiza conţinutului rezultă că publicarea unei asemenea lucrări corespunde unei necesităţi tot mai adînc resimţite. Ea îndeplineşte scopul urmărit de autori de a face cunoscute posibilităţile multiple oferite de rezultatele analizelor executate în laboratoare, în vederea adîncirii studiilor şi completării datelor obţinute prin activitatea de cercetare, pe care geologii o desfăşoară pe teren.

Dezvoltarea necontenită a producţiei industriei extractive impune o creştere şi îmbunătăţire corespunzătoare a întregii activităţi de cercetare geologică. Lucrarea întocmită de cei doi autori vine în întîmpinarea acestei necesităţi, deoarece aduce o contribuţie preţioasă la o mai bună organizare şi dirijare a întregii activităţi a cercetătorilor.

Caracterul de originalitate al lucrării constă în îmbinarea celor două domenii de activitate, teren şi laborator, activităţi care în unele domenii se desfăşoară încă în mod izolat, dar a căror sudare s-a dovedit foarte utilă, acolo unde a putut fi realizată. Date noi şi amănunţite se obţin astăzi cu ajutorul celor mai moderne metode şi mijloace de investigaţie, de care dispun institutele de specialitate chemate să contribuie la clarificarea unor interesante aspecte ştiinţifice. Cunoaşterea lor asigură eficienţa economică a lucrărilor geologice, într-o măsură cu atît mai mare, cu cît rezultatele analizelor şi studiilor de laborator au fost puse la îndemîna geologilor mai repede şi într-un stadiu mai timpuriu al cercetărilor efectuate pe teren. Asigurarea unei transmisii mai rapide a datelor prezintă multiple avantaje:

— uşurează înţelegerea unor fenomene naturale;

— dau certitudinea necesară interpretărilor;

— arată căile de urmat, pentru a se asigura valorificarea optimă a substanţelor minerale.

Preocuparea pentru valorificarea superioară a resurselor de substanţe minerale utile găseşte un sprijin puternic în colaborarea directă dintre geologi, mineralogi, geofizicieni şi specialiştii din laboratoarele de analize şi cercetări. De aici rezultă şi necesitatea ca pe deoparte geologii să cunoască toate posibilităţile de cercetare de care dispun astăzi laboratoarele, iar pe de altă parte cercetătorii din laboratoare să ştie de unde provin probele, cum au fost recoltate, care sînt datele şi indicaţiile care li se cer şi, totodată, să fie atît de bine documentaţi asupra ansamblului problemelor la rezolvarea cărora colaborează, încît să poată face şi unele sugestii interesante pentru valorificarea substanţelor minerale cercetate.

Un merit deosebit al cărţii îl constituie faptul că face posibilă o asemenea cunoaştere reciprocă a domeniilor de cercetare. Această cunoaştere, nu numai că înlesneşte colaborarea şi înţelegerea dintre specialişti, dar poate aduce şi un aport la creşterea productivităţii muncii.

În consecinţă, lucrarea prezentată de B. David şi M. Olteneanu cuprinde un valoros material ştiinţific şi se evidenţiază nu numai prin analiza amănunţită a tuturor aspectelor problemelor abordate, ci şi prin documentarea completă asupra ansamblului chestiunilor tratate. Singura constatare cu caracter negativ, pe care trebuie s-o menţionăm, se referă la lipsa unor referinţe speciale la analizele sedimentologice şi la probele hidrogeologice

Contribuţia inedită pe care o aduce la crearea unor legături cît mai strînse între teren şi laboratoare ne determină să considerăm că lucrarea *Analiza de laborator în practica geologică* se remarcă atît prin interesul ştiinţific, cît şi prin valoarea practică pe care o prezintă.

Cartea va fi de folos atît geologilor, cît şi cercetătorilor din laboratoare.

De asemenea, lucrarea va putea contribui la completarea cunoştinţelor studenţilor. Ea va deveni o carte absolut necesară tuturor cadrelor medii, care se pregătesc, fie pentru cercetările pe teren, fie pentru munca de laboranţi.

Dat fiind faptul că, pentru înlăturarea lipsei de cadre medii, au fost luate măsuri în vederea şcolarizării unui număr sporit, rezultă că autorii ca şi Editura tehnică au venit la timp cu această carte, care va umple un gol în pregătirea unor preţioşi colaboratori ai geologilor.

Prof. dr. ing. *V. PATRICIU*

* * * **Transportul în întreprinderile miniere** (culegere de lucrări ştiinţifice a Institutului de mine din Moscova, dedicată membrului corespondent al Academiei de ştiinţă a U.R.S.S., prof. doc. A. O. SPIVAKOVSKI, cu ocazia împlinirii a 80 de ani)

Culegerea cuprinde o serie de lucrări ştiinţifice şi de cercetare efectuate în ultimul timp de către colectivul catedrei de maşini de transportat şi complexe al Institutului de mine din Moscova.

Majoritatea lucrărilor tratate în culegere se încadrează în problema generală de creare a bazei ştiinţifice a transportului de mare capacitate şi automatizat cu ajutorul transportoarelor în exploatările miniere subterane şi la zi şi pot fi clasate în grupe ce tratează următoarele probleme:

— Probleme legate de bazele fizice a acţionării maşinilor şi instalaţiilor de transport şi a interacţiunii dintre diferitele organe ale acestora. O importanţă deosebită în această grupă de probleme o are lucrarea lui *Kotov M. A.* şi *Hulis A. B.* referitoare la particularităţile în funcţionare şi în calcul a dispozitivelor de acţionare diferenţiale cu două motoare ale transportoarelor cu bandă.

— Probleme legate de metodica de calcul şi de proiectare a maşinilor şi instalaţiilor de transport, precum şi a diferitelor organe ale acestora. Un viu interes din această grupă îl prezintă lucrările lui Solod G. I. referitoare la precizarea parametrilor de debit la transportoarele cu solzi şi a celor cu bandă înclinate, precum şi lucrarea lui *Ciugreev* L. I. referitoare la dispozitivele de acţionare de tip „stea" cu dinţi profilaţi după o evolventă cu spirală logaritmică.

— Perfecţionarea construcţiei maşinilor şi instalaţiilor de transport existente şi crearea de noi maşini şi instalaţii (sau diferite subansamble) mai perfecţionate şi mai adecvate diferitelor condiţii concrete. Din această grupă se poate evidenţia lucrarea lui M. A. Kotov cu privire la tendinţele de dezvoltare şi perspectivele perfecţionării transportoarelor cu bandă magistrale din subteran.

— Analiza mijloacelor şi a schemelor complexe de transport din exploatările subterane şi la zi şi optimizarea lor. Dintre aceste lucrări se pot cita: cea referitoare la dezvoltarea transportului în exploatările la zi a lui Melnikov, N. B. şi Potapov M. G., precum şi cea referitoare la problemele din domeniul perfecţionării transportului în cariere a lui Rijevski V. V.

— Îmbunătăţirea caracteristicilor constructive şi funcţionale şi mărirea siguranţei şi durabilităţii în funcţionare a maşinilor şi instalaţiilor de transport. În această grupă de probleme se poate cita lucrarea lui Grigoriev, V. N. referitoare la unele regimuri de funcţionare a transportoarelor din abataj în cazul extragerii mecanizate cu pluguri şi a lui *Ciugreev* L. I cu privire la mărirea durabilităţii în funcţionare a benzii de transport prin reglarea vitezei de transport în funcţie de încărcătura efectivă a transportorului.

— Automatizarea acţionării maşinilor şi instalaţiilor de transport şi probleme legate de reglarea automată a acestora. Este de remarcat din această grupă lucrarea lui *Papaian* R. L. referitoare la automatizarea liniilor de transportoare cu asigurarea pornirii în sensul curentului de transport.

Culegerea conţine 43 de lucrări şi este de un real folos personalului tehnico-ingineresc care activează în industria minieră şi mai ales celui din institutele de proiectări şi cercetări.

Dr. ing. **V. Sîngeorzan**

Dumitru C. D. **Carnet tehnic pentru forajul cu sondeze** *Editura tehnică, Bucureşti, 1968*

Cercetările geologice, hidrogeologice şi o serie întreagă de cercetări privind natura subsolului prin foraje executate cu sondeze au înregistrat în anii construcţiei socialiste o mare dezvoltare.

Descoperirile de noi rezerve de substanţe minerale utile prin foraje cu sondeze sînt mărturii ale succeselor obţinute de lucrătorii din acest sector de activitate. În cadrul planu-

rilor anuale şi cincinale de cercetări geologice, volumul lucrărilor de foraj a crescut an de an. Statul nostru a sprijinit dezvoltarea continuă a cercetărilor geologice. Un exemplu grăitor al acestui sprijin îl constituie volumul investiţiilor pentru activitatea geologică care, în perioada 1966—1970, se ridică la importanta sumă de peste 16 miliarde lei.

Realizarea sarcinilor trasate la Congresul al IX-lea al Partidului Comunist Român privind creşterea continuă a rezervelor de substanţe minerale utile necesită din partea cadrelor de muncitori, tehnicieni şi ingineri, eforturi neprecupeţite în găsirea soluţiilor cele mai bune pentru creşterea eficienţei lucrărilor geologice.

Unităţile de foraj cu sondeze, dotate iniţial cu utilaje de import şi apoi cu utilaje construite în ţară, realizează performanţe deosebite, atît la indicii tehnici de bază, cît şi la creşterea productivităţii muncii. An de an creşte viteza mecanică de foraj şi timpul productiv.

Pe baza experienţei cîştigate la lucrările de foraj cu sondeze, uzinele constructoare au trecut la fabricarea în serie a instalaţiilor: SG—1,6; SG—6, SG—16; SG—28 ale căror caracteristici de lucru superioare întrunesc toate cerinţele tehnicii moderne.

Muncitorii, tehnicienii şi inginerii din sectorul de foraj cu sondeze pot contribui la ridicarea eficienţei lucrărilor geologice prin executarea unor lucrări de bună calitate prin creşterea vitezelor de foraj care, în final, duc la micşorarea preţului de cost pe metru forat, deci a cheltuielilor de explorare pe tona de rezervă geologică.

De aceea lucrătorii din acest sector de foraj trebuie să-şi ridice necontenit nivelul pregătirii profesionale, să-şi însuşească metodele avansate de muncă, să înveţe a organiza cît mai bine desfăşurarea procesului de foraj şi a folosi cît mai raţional utilajul.

Avînd în vedere aceste considerente şi faptul că în literatura noastră tehnică de specialitate nu se găsea o centralizare a tuturor datelor tehnice care sînt necesare în practica zilnică de şantier, iniţiativa inginerului Dumitru C. Dumitru de a elabora o lucrare care să corespundă cerinţelor actuale este demnă de a fi remarcată.

Lucrarea are menirea de a pune la dispoziţia maiştrilor, tehnicienilor şi inginerilor care activează în domeniul forajului de cercetare geologică, în mod concis, cele mai importante şi frecvente date tehnice.

Ea conţine un bogat material grafic sub formă de tabele, scheme, diagrame şi figuri ale utilajelor, sculelor, aparatelor şi materialelor care se folosesc la forajul cu sondeze în şantierele din ţara noastră şi poate fi apreciată ca bine documentată, corespunzătoare unei necesităţi reale.

Toate datele necesare autorul le-a prezentat în 12 capitole cuprinzînd 341 pagini. La începutul lucrării face o clasificare a rocilor, arătînd care sînt proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor şi cum se recuperează şi păstrează carotele din timpul forajului. În următorul capitol arată caracteristicile principale ale instalaţiilor de foraj, iar în capitolul al III-lea centralizează dimensiunile şi caracteristicile utilajelor auxiliare şi sculelor de lucru.

În capitolul al IV-lea arată care sînt funcţiile şi caracteristicile fluidului de foraj, precum şi aparatura pentru determinarea caracteristicilor. Tot în acest capitol arată influenţa dintre fluidul de foraj şi roca străbătută, prepararea şi condiţionarea fluidului de foraj.

Capitolul al V-lea, începe cu descrierea forajului cu sapa, cu carburi metalice cu alice şi cu diamante, arătînd domeniul de utilizare şi regimul de foraj, încheind cu aparate de măsură şi control a parametrilor regimului de foraj.

Aplicaţii ale forajului cu sondeze (dirijat şi subteran) sînt descrise în capitolele VI şi VII; tubarea şi cimentarea sînt tratate în capitolele VIII şi IX; clasificarea accidentelor tehnice precum şi sculele de instrumentaţii se găsesc descrise în capitolul al X-lea.

În penultimul capitol se arată care sînt indicatorii tehnico-economici folosiţi în activitatea forajului cu sondeze, iar în ultimul capitol se dau date generale necesare la diverse calcule.

În lucrare sînt abordate cele mai diverse probleme legate de forajul cu sondeze, sînt expuse operaţiile care se execută în procesul tehnologic, urmărind ordinea cronologică şi insistînd asupra realizărilor şi metodelor avansate de lucru.

În concluzie trebuie subliniat faptul că acest sector de activitate creşte continuu şi în consecinţă cartea *Carnet tehnic pentru forajul cu sondeze* este binevenită, pentrucă înlesneşte tuturor specialiştilor o documentare imediată asupra datelor necesare forajului cu sondeze.

Ing. *GH. COSTACHE*

Emilia Saulea **Geologie istorică** *Editura didactică şi pedagogică, Bucureşti 1968*

De astă dată este rîndul Editurii didactice şi pedagogice, să culeagă laurii cuveniţi pentru publicarea unei cărţi de geologie de o valoare cu totul deosebită. Lucrarea recent apărută, nu numai că reprezintă cu cinste înaltul nivel la care se găseşte şcoala română de geologie, dar se situează într-un loc de frunte printre tratatele de geologie istorică de mare prestigiu internaţional.

Selecţionarea celor mai interesante date din imensitatea materialului documentar folosit a fost făcut cu un discernămînt rareori întîlnit chiar în cele mai renumite manuale cu reputaţie mondială. Apoi modul convingător în care sînt explicate diferite procese geologice, precum şi sistemul logic de înlănţuire a fenomenelor examinate, totul face dovada unei desăvîrşite competenţe. Totodată, se constată, că această competenţă izvorăşte din adîncimea unor vaste şi multilaterale cunoştinţe şi dintr-o bogată experienţă personală.

Expunerea clară şi curgătoare face ca lectura celor 832 de pagini să fie nu numai interesantă, ci şi plăcută. Textul este bogat ilustrat cu 309 figuri, 30 de tabele şi 69 de planşe cu flora şi fauna caracteristică fiecărei perioade geologice.

Stilul atrăgător în care este redactată cartea reuşeşte să menţină atenţia, atît a specialiştilor, cît şi a celor dornici să se instruiască printr-o cunoaştere cît mai exactă a istoriei pămîntului, al cărui interesant trecut este prezentat într-o concepţie cu totul modernă.

Cartea conţine trei părţi distincte.

Prima parte (85 de pagini) este consacrată informării asupra metodelor de cercetare specifice geologiei istorice. De la început sînt definite noţiunile fundamentale şi sînt expuse principiile generale pe care se întemeează această disciplină. Raporturile dintre stratigrafie şi celelalte ştiinţe geologice sînt prezentate într-o tabelă concludentă (fig. 1), din care rezultă, printre altele, şi necesitatea unei definiri mai adecvate a *geologiei economice*, disciplină care trebuie să includă şi anumite noţiuni de statistică matematică, geostatistică şi din ştiinţele economice, în afară de studiul zăcămintelor de substanţe utile.

A doua parte a cursului (706 pagini) cuprinde descrierea perioadelor geologice. Pentru fiecare perioadă caracterizarea este sistematizată în şase puncte:

1 — caractere biologice;
2 — delimitare şi subdiviziuni;
3 — răspîndirea în Europa şi Africa de Nord;
4 — răspîndirea în România;
5 — răspîndirea în celelalte continente;
6 — concluzii generale.

După tratarea perioadelor grupate pe ere, sînt expuse, cu un remarcabil talent sintetic, concluziile generale asupra fenomenelor biologice, care caracterizează era respectivă şi se arată evoluţia geotectonică a scoarţei terestre din timpul perioadelor analizate.

Precambrianului i se dedică 42 de pagini în care este examinat trecutul cel mai îndepărtat al scoarţei terestre.

Era paleozoică este prezentată într-un număr de 180 pagini. Aici găsim prelucrat un bogat material documentar însoţit de explicarea logică a tuturor proceselor biologice şi geotectonice petrecute în mai mult de 3/5 din timpul scurs de cînd au apărut forme mai avansate de viaţă pe pămînt.

Erei mezozoice i se consacră 232 de pagini a căror redactare a implicat, desigur, numeroase corelări detaliate, urmate de coordonări şi generalizări făcute cu multă atenţie şi conştiinciozitate.

Era cainozoică (neozoică) este descrisă în 248 de pagini de un interes cu totul excepţional, nu numai din punct de vedere ştiinţific dar mai ales datorită importanţei economice pe care o au anumite zăcăminte de substanţe minerale utile a căror punere în loc sau acumulare s-a săvîrşit în această eră.

Partea a treia a lucrării este dedicată geologiei regionale şi cuprinde o foarte reuşită sinteză a marilor unităţi structurale prezentate în ordinea cronologică a formării lor pentru fiecare continent în parte.

Astfel, pentru Europa descrierea începe cu platforma est-europeană şi platforma Eria, după care urmează unitatea caledoniană, cea hercinică şi apoi unitatea alpină.

Puterea de sinteză este evidenţiată tocmai prin modul cum sînt rezumate trăsăturile specifice ale transformărilor prin care a trecut fiecare unitate în parte şi în cuprinsul continentelor privite în ansamblu.

O menţiune specială se cuvine şi pentru bogata bibliografie citată. Ea cuprinde 161 de lucrări de mai mare amploare, la care desigur se adaugă nenumăratele lucrări analizate de autoare, a cărei grijă permanentă pentru respectarea adevărului ştiinţific este evidentă în tot ceea ce afirmă.

Apariţia cursului de **Geologie Istorică** se înscrie pe linia tradiţiei învăţămîntului geologic din ţara noastra, tradiţie întemeiată prin cursurile de stratigrafie ale marilor învăţaţi Sava Athanasiu, Ion Atanasiu şi acad. Gheorghe Macovei.

Cînd acad. prof. dr. Macovei a publicat prima ediţie (1954) ă tratatului de *Geologie stratigrafică* — o carte de excepţionala valoare, distinsă cu Premiul de Stat — decanul de astăzi al geologilor români ne obişnuise încă mai de mult cu lucrări de factură internaţională. În anul 1938 apăruse la editura Masson et & din Paris *Les Gisements de Pétrole*. Pe atunci o lucrare a unui geolog român trebuia tipărită într-o limbă de mare răspîndire, pentru a fi accesibilă unui număr de 2 — 3 000 de cititori. Astăzi, cartea prof. dr. Emilia Saulea apărută în limba română în 5 000 de exemplare, este aproape epuizată.

Faptul este tot atît de îmbucurător şi de surprinzător, pe cît este de semnificativă însăşi apariţia unui tratat de „Geologie Istorică" complet nou pe care autoarea a reuşit să-l situeze la un nivel ştiinţific, care poate face cinste scrierilor geologice din orice limbă de circulaţie universală.

De fapt, rezultatele unei munci încordate de ani şi ani închinaţi cu pasiune învăţămîntului aduc cea mai pură şi reconfortantă satisfacţie.

Prof. dr. Emilia Saulea a realizat mai mult decît un tratat de înaltă ţinută ştiinţifică; a dat un exemplu de conştiinciozitate unită cu devotamentul adînc, sincer şi discret, dedicat în întregime şi cu o dăruire totală pregătirii tinerelor cadre de geologi.

Prof. dr. ing. V. *PATRICIU*

Prepararea granulaţiilor fine

Institutul de cercetări pentru prepararea minereurilor al Academiei de Ştiinţe din Berlin a organizat cel de-al IV-lea Colocviu Internaţional al său în intervalul 3—5 mai 1966, în oraşul Freiberg — R.D.G. Specialişti din diferite ţări au luat parte la acest colocviu, care a avut ca tematică *Prepararea granulaţiilor fine.*

Referatele prezentate la colocviu sînt cuprinse în publicaţia *Freiberger Forschungshefte A 415*

P. Gy (Franţa) a arătat în lucrarea sa *Probarea minereurilor fine şi foarte fine* că la execuţia practică a luării probelor apar diferite probleme. Datorită faptului că materialul se prezintă sub formă de grăunţi, eroarea fundamentală este, din punct de vedere statistic, inevitabilă, dar neglijabilă. Eroarea datorită repartizării neuniforme a grăunţilor, care ia naştere prin desamestec, poate fi menţinută practic la o valoare scăzută în cazul materialelor pulverulente. Erorile de execuţie, care apar practic în operaţia de luare a probelor, au însă o importanţă esenţială. Pentru diminuarea acestor erori se recomandă diferite măsuri.

H. Rumpf şi K. Schönert (Republica Federală a Germaniei) tratează probleme privind *Aprecierea preparării granulaţiilor fine şi foarte fine cu ajutorul sfărîmării unui singur grăunte.* Cei doi autori sînt de părere că este necesar să se cerceteze comportarea unei substanţe în condiţii de solicitare precise, pentru a putea stabili dacă cerinţele impuse produsului sfărîmării pot fi îndeplinite la sfărîmarea într-o anumită maşină. Comportarea unei substanţe poate fi cercetată cel mai bine prin încercări efectuate în condiţiile sfărîmării unui singur grăunte. Rezultatele obţinute la încercări de sfărîmare efectuate cu calcar sînt discutate amănunţit.

În studiul său *Caracteristicile măcinării autogene şi posibilităţilor de influenţare a acesteia,* O. Burghardt (Republica Federală a Germaniei) accentuează faptul că măcinarea autogenă oferă în primul rînd posibilitatea de reducere a cheltuielilor datorite uzurii. Există patru posibilităţi de aplicare a măcinării autogene (măcinarea autogenă totală, combinată, modificată şi parţială). Se folosesc trei tipuri constructive de mori (mori Aerofall, mori Cascade şi mori cilindrice cu bulgări). Pentru un acelaşi material de alimentare, efectul de măcinare în morile autogene depinde de gradul de umplere a morii, de turaţia şi de forma blindajului.

D. Ocepek (R.S.F. Jugoslavia) în lucrarea *Probleme ale granulaţiilor fine în prepararea talcului* prezintă problema recuperării grăunţilor fini şi foarte fini de talc dintr-un zăcămînt din R. S. F. Jugoslavia. El compară procedeele de măcinare selectivă uscată şi de separare pneumatică cu flotaţia. Se constată că, în cazul minereului brut respectiv, flotaţia nu dă rezultate mai bune.

Hidrociclonul cu contracurent şi deşlamatorul Bathmos — două aparate noi pentru clasarea grăunţilor fini este titlul lucrării prezentate de către Th. Eder (Austria). Aceste două aparate oferă posibilitatea de a obţine un material grob cu un conţinut redus de grăunţi fini, la un consum de apă relativ scăzut. Dimensiunea la care separă deşlamatorul Bathmos este redusă, între 0,2—0,02 mm. Hidrociclonul cu contracurent este indicat pentru dimensiuni de separare cuprinse între 0,5—0,15 mm.

Un colectiv de autori din U.R.S.S. (U. C. Anders şi colaboratorii) prezintă o informare asupra unui procedeu nou şi anume *Separarea densimetrică magnetohidrodinamică a materialelor fin granulare.* Procedeul se caracterizează prin aceea că se bazează pe diferenţele dintre minerale în mai multe însuşiri specifice deodată. Aceste însuşiri sînt: greutatea specifică, permeabilitatea magnetică, constanta dielectrică şi conductivitatea electrică. S-au obţinut deja rezultate pozitive şi încurajatoare la separarea cărbunilor, precum şi a minereurilor de fier şi de mangan.

În studiul *Pierderile de ferosiliciu la separarea în suspensii grele a materialelor fin granulare,* H. Kirchberg şi colaboratorii (R.D.G.) constată că pierderile totale de suspensoid cuprind pierderile prin aderenţă, pierderile la regenerarea suspensiei şi pierderile prin coroziune. Pentru determinarea pierderilor prin aderenţă a fost elaborat un nou procedeu de măsurare. Pierderile la regenerarea suspensisie depind mai ales de compoziţia granulometrică a suspensoidului. Pierderile prin coroziune se datoresc faptului că ferosiliciul, care este instabil, se combină cu apa.

V. Hencl şi colaboratorii (R.S.C.) a prezentat lucrarea *Cîteva probleme privind separarea magnetică a minereurilor fine slab magnetice.* În cadrul unor consideraţii teoretice asupra separării magnetice umede autorii arată că forţa magnetică necesară pentru separare depinde de mărimea grăunţilor, de lungimea zonei de separare, de mărimea fantei cu care se lucrează şi de viteza tulburelii. De asemenea, sînt formulate cerinţele pe care trebuie să le satisfacă un separator magnetic umed pentru minereuri fine slab magnetice.

M. Wada (Japonia) a prezentat lucrarea *Energia superficială şi adsorbţia în flotaţia grăunţilor fini.* Adsorbţia reactivilor pe suprafeţele substanţei solide şi ale bulelor de aer are loc, la flotaţia normală, din faza lichidă. Pe baza ecuaţiilor lui Dupré şi Gibbs autorul deduce că acest mod de absorbţie este mai puţin potrivit pentru procesul de flotaţie. Dacă însă reactivii sînt adăugaţi fazei gazoase ca aerosoli, atunci ei pot fi adsorbiţi din această fază, ceea ce este mult mai favorabil pentru desfăşurarea procesului de flotaţie. Încercări de flotaţie, efectuate comparativ cu adsorbţie din faza gazoasă şi din faza lichidă, au confirmat teoria expusă. Granulaţii fine au putut fi separate cu bune rezultate, iar în afară de aceasta consumul de reactivi a fost mult mai scăzut.

M. Rey şi V. Formanek (Franţa) au prezentat lucrarea privind *Flotaţia sulfurilor de plumb ultrafine* şi au clarificat problema influenţei pe care o are regimul de reactivi în flotaţia grăunţilor foarte fini. Se constată că anumite minerale de gangă şi mai ales dolomita şi calcita au un efect foarte defavorabil asupra selectivităţii flotaţiei. Colectorii

cu atomi de azot şi oxigen în moleculă sînt deosebit de potriviţi. Viteza şi selectivitatea procesului de flotaţie pot fi mărite prin adaos de spumanţi.

Influenţa materialelor fin granulare conţinute în minereurile de plumb şi zinc asupra flotaţiei plumbului a format obiectul lucrării lui A. Molicka — Haniawetz (R.P.P.). Sînt discutate rezultatele obţinute la cercetările de flotaţie cu un minereu de plumb şi zinc din Polonia conţinînd minerale sulfuroase şi oxidice. La flotaţie s-au întîmpinat dificultăţi mari, iar rezultate mai bune s-au putut obţine numai prin separarea grăunţilor foarte fini şi flotaţia separată a şlamului şi materialului grob.

M. Carta şi M. Ghiani (Italia) au prezentat studiul *Complecşii moleculari de amină-xantat în flotaţia minereurilor oxidice de zinc cu granulaţie fină şi foarte fină.* Prin deşlamarea minereurilor oxidice de zinc înainte de flotaţie iau naştere pierderi ridicate de metal. La cercetările de flotaţie cu grăunţi foarte fini (peste 30% sub 10 microni), combinaţiile de colectori formate din amine şi xantaţi s-au dovedit a fi deosebit de eficace. S-a constatat că este indicată condiţionarea tulburelii de flotaţie mai întîi cu amină şi apoi cu xantat.

H. Kirchberg şi U. Bilsing (R.D.G.) au tratat tema *Influenţa grăunţilor fini în flotaţia selectivă a baritinei şi fluorinei.* Autorii au cercetat influenţa şlamurilor fine asupra flotaţiei baritinei şi fluorinei, folosind amestecui sintetice de baritină, fluorină, calcită şi cuarţ. S-a putut dovedi influenţa defavorabilă a unei proporţii mai mari de şlam asupra extracţiei şi îmbogăţirii. Influenţa şlamului la flotaţia unor minereuri naturale de baritină a putut fi diminuată prin adaos de reactivi potriviţi.

Cercetări privind influenţa cîmpului magnetic asupra apei la îngroşarea, flotaţia şi filtrarea granulaţiilor fine a format obiectul comunicării lui V. I. Klassen (U.R.S.S.). Din expunerea autorului a rezultat că în cîmpuri electrice şi magnetice apar modificări în însuşirile apei, iar prin aceasta se creează posibilitatea de a diminua udabilitatea particulelor de substanţă solidă. Cîmpurile magnetice alternative de mare intensitate schimbă comportarea tulburelilor la flotaţie, îngroşare şi filtrare. Printr-o tratare magnetică a apei a fost posibil să se îmbunătăţească comportarea la flotaţie a şlamurilor de cărbune şi să se mărească viteza de flotaţie a unui minereu de cupru. Pornind de la structura apei, autorul elaborează o ipoteză în legătură cu acţiunea cîmpurilor magnetice.

V. S. Alekseev (U.R.S.S.) a prezentat lucrarea *Folosirea emulsiilor de hidrocarburi la flotaţia minereurilor brute de apatită-calcită şi de disten.* S-au arătat încercările de flotaţie efectuate în scopul concentrării unor minereuri brute de calcită-apatită şi de disten din Uniunea Sovietică. Folosind reactivi colectori şi modificatori obişnuiţi nu s-a putut realiza o concentrare selectivă a celor două minereuri. Din aceste motive s-au folosit emulsii de hidrocarburi. Atît la separarea prin flotaţie a minereului brut de calcită-apatită, cît şi la flotaţia distenului s-au obţinut rezultate favorabile.

Un colectiv de autori din R.S.C. (Z. Volšicky şi colaboratorii) au tratat tema *Floculareа selectivă a şlamurilor de cărbune.* S-a cercetat problema acţiunii selective a reactivilor stabilizatori şi floculanţi. S-a constatat că silicatul de sodiu fusese adsorbit selectiv pe particulele de steril. În acest fel a fost posibil să se stabilizeze una sau mai multe componente ale fazei solide dispersate şi să se floculeze celelalte componente cu polielectroliţi. Flocoanele sedimentate şi tulbureala stabilizată au putut fi separate.

I. Schumicky (R.P.U.) a prezentat lucrarea *Posibilităţi de îmbunătăţire la gospodărirea apei şi şlamului în instalaţiile de preparare pentru cărbuni.* Într-o instalaţie de preparare modernă pentru cărbuni este necesară neapărat o gospodărire a şlamului şi apei în circuit închis. Autorul discută amănunţit folosirea filtrelor prese la gospodărirea şlamului. De asemenea, se fac consideraţii critice în legătură cu centrifugele, hidrocicloanele şi îngroşătoarele.

Comunicarea lui S. Fekete (R.P.U.) a avut subiectul *Prelucrarea unor minereuri şi şlamuri de mangan foarte fin concrescute, carbonatoase, cu aspect de marnă — Rezultate noi.* Autorul prezintă o informare asupra unor încercări semiindustriale la care bioxidul de sulf conţinut în gazele arse ale centralelor termoelectrice a fost folosit la leşierea unui minereu de mangan fin concrescut. S-a putut obţine o extracţie de mangan de pînă la 90%.

Lucrările publicate în broşura Freiberger Forschungshefte A 415 oferă posibilitatea de a avea o privire cuprinzătoare asupra domeniului preparării granulaţiilor fine, care din punct de vedere tehnic este deosebit de important.

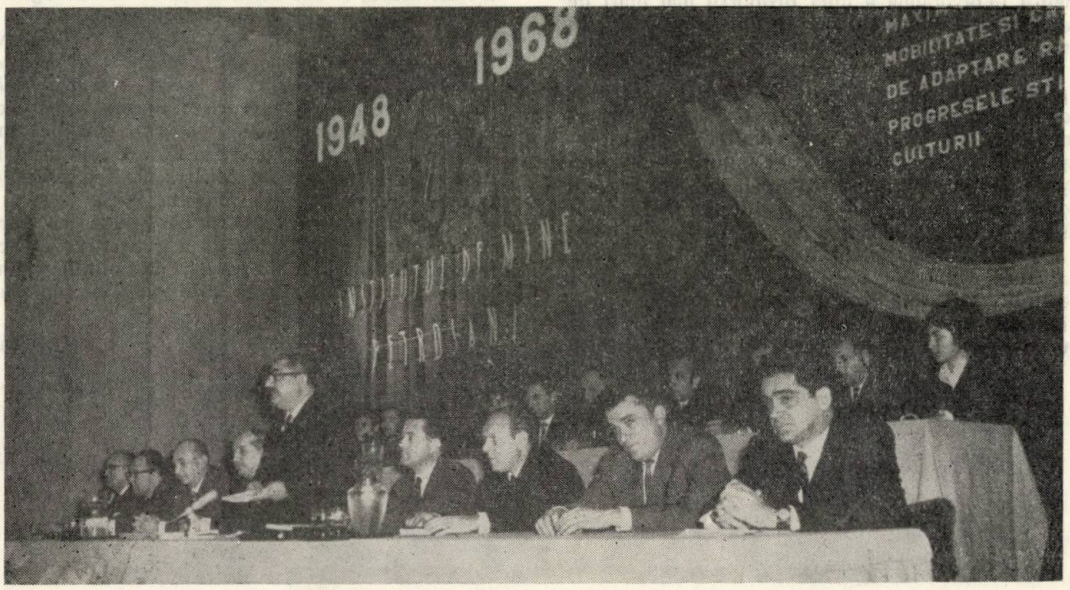
Ing. **D. Gligor**

SESIUNEA ȘTIINȚIFICĂ CONSACRATĂ SĂRBĂTORIRII A 20 DE ANI DE LA ÎNFIINȚAREA INSTITUTULUI DE MINE DIN PETROȘANI

În zilele de 7—9 noiembrie 1968 a avut loc la Petroșani Sesiunea științifică consacrată sărbătoririi a 20 de ani de la înființarea Institutului de mine.

Neputînd lua parte la această festivitate, prof. dr. ing. Bujor Almășan — ministrul minelor — a adresat Institutului de mine din Petroșani următoarea telegramă:

„În numele conducerii și al colegiului Ministerului Minelor, al inginerilor și tehnicienilor din aparatul Central, din unitățile noastre productive, de proiectare și de cercetare, felicit călduros conducerea institutului dumneavoastră, cadrele didactice, studenții și personalul administrativ, cu prilejul împlinirii a 20 de ani de la înființarea Institutului de mine din Petroșani.



Realizările cadrelor didactice, ale întregului colectiv din institutul dumneavoastră, cărora le dăm o înaltă apreciere, s-au concretizat în formarea de cadre inginerești, care au adus o contribuție de seamă la dezvoltarea industriei miniere din Republica Socialistă România.

Inginerii proveniți din Institutul de mine Petroșani se bucură atît în munca de concepție cît și în activitatea direct productivă de un prestigiu unanim recunoscut în țară și peste hotare.

Apreciind activitatea dumneavoastră creatoare de o înaltă ținută științifică și didactică, vă urăm noi succese în realizarea sarcinilor care vă revin pentru formarea în continuare a inginerilor minieri cu un profil larg, care să contribuie la realizarea importantelor obiective ce decurg din Directivele celui de-al IX-lea Congres și al Conferinței Naționale ale Partidului Comunist Român, pentru dezvoltarea industriei miniere din țara noastră".

La festivitatea de inaugurare a sesiunii științifice jubiliare au participat Ioachim Moga, prim-secretar al Comitetului județean Hunedoara al P.C.R., președintele Comitetului executiv al Consiliului popular județean, Ion Lungu, secretar al Comitetului județean de partid, David Lazăr, prim-secretar al Comitetului municipal de partid Petroșani, președintele Comitetului executiv al Consiliului popular municipal, prof. ing. Emil Caragheorghe, secretar general al Ministerului Învățămîntului, cadre de conducere ale unităților miniere din bazinul Văii Jiului și din țară, numeroși invitați.

În cuvîntarea de salut adresată oaspeților prezenți la această festivitate, rectorul Institutului de mine — prof. dr. ing. Popa Aron — a prezentat o expunere asupra rodniciei activității a institutului în cei 20 de ani de la înființare, trecînd în revistă momentele importante din dezvoltarea învățămîntului superior minier din țara noastră, etapele parcurse, extinderea și diversificarea acestei unități universitare.

Referatele științifice prezentate au fost grupate într-un număr de 9 secții astfel:

Secția I — Mine;
Secția a II-a — Prepararea substanțelor minerale utile;
Secția a III-a — Geologie;
Secția a IV-a — Matematici;
Secția a V-a — Electrotehnică;
Secția a VI-a — Mecanică — Fizică;
Secția a VII-a — Construcții de mașini și rezistența materialelor;
Secția a VIII-a — Științe sociale;
Secția a IX-a — Mașini miniere.

Referatele au fost prezentate de cadre didactice din Institutul de mine, cercetători și ingineri din cadrul Combinatului carbonifer Valea Jiului, Combinatului minier Baia Mare' Stației de cercetări pentru securitate minieră — Petroșani, Ministerului Minelor, Institutului de cercetări miniere — București etc.

În cadrul discuțiilor purtate pe marginea referatelor prezentate, la care au participat specialiști de valoare din domeniul învățămîntului, cercetării și producției, a fost scoasă în evidență deosebita ținută științifică a lucrărilor prezentate, abordarea unor probleme de mare importanță pentru practică, aplicabilitatea în practică a soluțiilor găsite, elaborarea unor lucrări de colective mixte întrunind specialiști din producție, cercetare și învățămînt.

V. E.

— La minele combinatului Lunganskugol şi Artemugol s-a experimentat maşina MIK—2, construită pentru recuperarea mecanizată a susţinerii din arce metalice din lucrările de pregătire părăsite.

Maşina poate lucra cu motor electric sau pneumatic în toate lucrarile de pregătire cu înălţime de la 1,6 la 3 m şi cu lăţime de cel puţin 2,5 m.

Aplicarea maşinii MIK—2 a permis mărirea de 2—3 ori a productivităţii muncii muncitorilor, care lucrează la recuperarea armăturilor în orice condiţii de presiuni sau în cazul înfigerii stîlpilor în vatră pe o adîncime de 1—1,5 m.

Maşina extrage complet armătura metalica şi tronsoanele de şine a liniei ferate din galerii cu presiune mare şi parţial surpate.

— Avînd în vedere că problema securităţii muncii în mină rămîne pe primul plan al preocupărilor lucrătorilor din industria minieră, sînt foarte interesante realizările în acest domeniu obţiunte de U.R.S.S.

La expoziţia organizată de Biroul central al informaţiei tehnice MUP din R.S.S.U MakNii, s-au prezentat o serie de aparate foarte eficace în asigurarea muncii minierilor : semnalizatoarele de metan SMP—1 şi SŞ—2 pentru controlul continuu automat a concentraţiei de metan în atmosfera minieră, care la o depăşire a concentraţiei de 2% emite semnale sonore şi optice.

Este interesant de asemenea releul TMPK—2, care se montează direct pe combină şi la o depăşire a concentraţiei de metan de 2%, decuplează automat curentul de alimentare.

O construcţie telemecanică Veter, care funcţionează în punctul central al conducerii dispecerizate, poate dirija funcţionarea unui grup de 20 ventilatoare parţiale la diferite regimuri de lucru : de gardă şi de producţie.

Pe lîngă alte mijloace de securitate un deosebit interes prezintă releul de scurgere PUKS—4, care protejează personalul minier contra electrocutării prin decuplare în decurs de cel mult 0,2 s a curentului din reţea, a cărei conductă a fost atinsă de om sau în cazul unui scurtcircuit a reţelei.

Pentru o folosire mai raţională a metanului emanat în mină în debite importante şi chiar a curentului de aer cu conţinut maxim de 0,5—1,5% metan se aplică construcţii centralizate de captare a metanului potrivit unei scheme.

Amestecul de aer şi metan trece în prealabil prin filtre contra prafului, a căror eficienţă este de circa 96% (mina Staffird, Lancashire).

Metanul captat, pe lîngă folosirea lui în scopuri chimice, se foloseşte la turbinele de gaz pentru acţionarea turbocompresoarelor.

Ugol Ukraini, nr. 7, iulie 1968

— Se arată extinderea generală a înlocuirii filtrelor de drenare din metal cu cele din materiale polimere, subliniindu-se avantajele principale ale acestora din urmă printre care : altă rezistenţă mecanică, greutate redusă, rezistenţă faţă de acţiunea distrugătoare a apelor subterane, costul redus etc.

În U.R.S.S. s-au fabricat şi experimentat fibre de drenaj din stecloplastic, prezentîndu-se şi o schemă de confecţionare a unor asemenea filtre.

Folosirea unor asemenea filtre cu diametrul de 50 mm la cariera Marievsk de la Trustul Nikopol-Marganeţ a dat rezultate satisfăcătoare.

Sînt ieftine şi se remarcă prin rezistenţa la coroziune şi faţă de mediu agresiv.

Se confecţionează uşor.

Construcţia fibrelor din stecloplastie permite eliminarea aproape completa a pieselor metalice.

— Se prezintă o metodă de săpare şi betonare a puţului cu ajutorul unui cofraj glisant de construcţie specială, aplicat în anul 1967 la o mină din Krivoi Rog.

Cofrajul glisant amintit mai sus se compune din două ansambluri : din cofrajul propriu-zis şi inelul portant.

Ambele ansambluri sînt legate între ele cu dispozitive bazate pe amortizoare.

Deplasarea inelului portant şi a cofrajului glisant în puţ se face intermitent, folosind pentru aceasta dispozitivul cu amortizoare.

Ciclul de lucru se începea cu perforarea a 60 găuri cu o adîncime de 3 m.

Este de marcat că centrarea cofrajului necesită 28 min.

Superioritatea acestui cofraj constă în aceea că nu mai este nevoie de trolii şi cabluri de suspendare şi se reduc astfel cheltuielile de manevrare şi se creează totodată condiţii de mărire a productivităţii muncii

Şahtnoie stroitelstvo, nr, 8, 1968

ORGANIZAȚIA DE STAT PENTRU MUZEE ȘI MONUMENTE DE ARTĂ

E 1433

INDEX BIBLIOGRAFIC

I. EDITORIALE

Almăşan, B. Ziua minerului, *nr. 8*, 1968, p. 303—306.
Roman, P. Valea Jiului la 100 ani de minerit industrial, *nr. 8*, 1968, p. 307—312.
Popa, A. 20 de ani de activitate a Institutului de mine Petroşani, *nr.* 8, 1968, p. 313—316.

II. GEOLOGIE

Gurău, A. Contribuţii la metoda microtectonică pentru studiul statistic al geometriei structurii plicative epimetamorfice din zona zăcămintelor Veţel-Muncelul Mic (Poiana Ruscă de NE), *nr.* 1, 1968, p. 19—23.
Golz, A., Mihalka, Şt., Ioniţă, I. şi *Toth, Z.* Monsmeditul — un nou mineral de taliu de la Baia Mare, *nr. 4*, 1968, p. 162—163.
Pavelescu, L. şi *Ene, I.* Contribuţii la studiul unor diabaze din munţii Bihor, Codru-Moma şi Drocea, *nr. 5*, 1968, p. 179—190.
Pruleanu Margarita Contribuţii la cunoaşterea elementelor rare şi disperse conţinute în cărbunii din bazinul Valea Jiului, *nr. 5*, 1968, p. 191—193.
Costache, Gh. Utilizarea hidrocicloanelor la forajul cu sondeze, *nr. 9*, 1968, p. 378—383.
Ghiţescu Tamara şi *Ilie, P.* Particularităţile minereului Suior şi relaţiile aurului nativ cu celelalte minerale, *nr.* 9, 1968, p. 389—394.
Fekete, A. şi *Albert Margareta.* Contribuţii la cunoaşterea genezei zăcământului cuprifer de la Bălan, *nr. 10*, 1968, p. 430—440.
Pomîrleanu, V. şi *Movileanu, A.* Temperatura de cristalizare a muscovitului din diverse pegmatite, *nr.* 10, 1968, p. 441—443.
Grosu, A. Cîteva aspecte actuale privind eficienţa lucrărilor geologice pentru minereuri neferoase, *nr. 11*, 1968, p. 469—473.
Suru, V. Evaluarea industrială a zăcămintelor de azbest crizotil în timpul lucrărilor de explorare preliminară *nr. 11*, 1968, p. 486—489.
Mirza, I. şi *Karamata, S.* Magmatitele ultrabazice din R. S. F. Iugoslavia cu principalele zăcăminte şi mineralizări legate de ele, *nr. 11*, 1968, p. 490—498.
Andronescu Anişoara Contribuţii la studiul uraninitului pechblendei şi thucholitului prin metode optice cu raze X şi spectrofotometrie de absorbţie în infraroşu, *nr. 12*, 1968, p. 531—516

III. METODE DE EXPLOATARE

Fodor, D. Consideraţii asupra acţionării şi productivităţii excavatoarelor, *nr. 3*, 1968, p. 89—101.
Nojkin, N. şi *Teodorescu, C.* Degazarea prealabilă a stratelor de cărbuni prin fisurare hidraulică din sonde forate de la suprafaţă, *nr.* 3, 1968, p. 102—108.
Dogaru, M. Contribuţii la fundamentarea ştiinţifică a procesului tehnologic de exploatare a sării prin sonde *nr. 3*, 1968, p. 109—114.
Dijmărescu, I. Noutăţi în hidrotăiere pe cale mecanizată, *nr. 4*, 1968, p. 133—142.
Georgescu, D. şi *Savin, F.* Metode şi aparatură pentru determinarea presiunilor active manifestate în lucrările subterane, *nr. 7*, 1968, p. 257—271.
Gaube, R. Exploziile nucleare în slujba mineritului, *nr. 7*, 1968, p. 298—301.
Gabrian, V. şi *Curpăn, C.* Metode de exploatare de mare productivitate aplicate în bazinul minier Baia Mare, (V), *nr. 9*, 1968, p. 363—371.
Feţeş, L., Jurca, Z., Doczi, L. şi *Dijmărescu, L.* Unele consideraţii asupra metodei de exploatare cu abataje frontale, tăiere mecanică şi susţinere metalică în stratul 3 la E. M. Vulcan, *nr. 9*, 1968, p. 372—377.
Gabrian, V. şi *Curpăn, C.* Metode de exploatare de productivitate mărită aplicate în bazinul minier Baia Mare (VI), nr. 10, 1968, p. 405—413.
Fodor, D. Metode noi de împuşcare în minerit, *nr. 10*, 1968, p. 414—421.
Mănescu, D. Stadiul actual şi dezvoltarea în perspectivă a exploatărilor la zi a zăcămintelor de cărbuni (I), *nr. 11*, 1968, p. 461—468.
Covaci, St., Popescu, Al. şi *Olac, G.* Studiul posibilităţilor de extragere a rezervei de substanţă minerală utilă mobilizată în palierul de siguranţă al puţului nr. 3 lentila I între orizonturile 300—314 m la E.M. Altîn-Tepe, *nr. 11*, 1968, p. 474—479.
Mănescu, D. Stadiul actual şi dezvoltarea în perspectivă a exploatărilor la zi a zăcămintelor de cărbuni (II), *nr. 12*, 1968, p. 505—512

IV. SUSŢINERE

Băbălău, D., Anastase, H. şi *Tolorcea, C.* Săparea şi susţinerea unei construcţii miniere de gabarite mari după metode avansate, *nr. 8*, 1968, p. 324—327.
Dîrdală, C. şi *Nachbar, B.* Propuneri privind îmbunătăţirea oţelurilor folosite la susţinerea galeriilor, *nr. 8*, 1968, p. 335—341.

V. MECANIZARE ŞI AUTOMATIZARE

Păsculescu, M. şi *Popescu, Gh.* Contribuţii asupra realizării unui aparat pentru măsurarea rezistenţei prizelor de pămînt în construcţie antiexplozivă cu siguranţă intrinsecă, *nr. 2*, 1968, p. 78—81.
Marian, I. şi *Iliaş, N.* Alegerea combinelor pentru abataje cu front lung, *nr. 6*, 1968, p. 209—217.
Popescu, Gh. şi *Păsculescu, M.* Măsurarea parametrilor electro-energetici în minele grizutoase, *nr. 7*, 1968, p. 272—279.
Sîngeorzan, V. Ştef. C. şi *Mataca, E.* Cercetări privind organele de tăiere ale combinelor de abataj folosite în zăcămintele din bazinul Motru în vederea măririi eficienţei lor, *nr. 7*, 1968, p. 280—284.
Mureşanu, V. şi *Vîlculescu, I.* Consideraţii privind utilizarea combinelor de abataj şi rezultate obţinute în bazinul carbonifer Motru, *nr. 8*, 1968, p. 317—323.
Stanciu, C Tendinţe în construcţia maşinilor de încărcat şi transportat, *nr 12*, 1968 p. 513—520.

VI. PREPARARE

Abraham, L. Noutăţi în prepararea cărbunilor (I), nr. 1, 1968, p. 1—8.
David, B., Filip, Gh. şi *Tătaru, S.* Comportarea unor schimbători de ioni fabricaţi în ţara noastră în condiţiile hidrometalurgiei uraniului (I), *nr.* 1 1968, p. 24—29.
Huber Panu, I. Un model matematic al procesului flotaţiei în maşini multicelulare *nr. 2*, 1968, p. 48—54.
Abraham, L. Noutăţi în prepararea cărbunilor (II), *nr. 2*, 1968, p. 55—63.
Anghel, V. şi *Scutaru, I.* Gazeificarea combustibililor solizi în gazogene pentru gaz mixt, *nr. 2*, 1968, p. 64—67.

Iliescu Lucia şi *Dima, S.* Cercetări privind recuperarea molibdenului din unele concentrate cuprifere din ţara noastră, *nr. 4*, 1968, p. 143—149.

David, B., Filip, Gh. şi *Tătaru, S.* Comportarea unor schimbători de ioni fabricaţi în ţara noastră în condiţiile hidrometalurgiei uraniului (II), *nr. 4*, 1968, p. 150—153.

Mircescu, Gr. Posibilităţi de valorificare în industria siderurgică a resurselor interne de mangan, *nr. 4*, 1968, p. 160—161.

Dobrescu, L. Controlul statistic al funcţionării instalaţiilor de preparare *nr. 5*, 1968, p. 170—178.

Ilie, P. şi *Buligan, M.* Hidrofilizarea concentratelor de barită utilizate la îngreuiarea noroaielor de foraj, *nr. 5*, 1968, p. 198—200.

Lăzărescu, I. Tendinţe în tehnica preparării minereurilor, *nr. 5*, 1968, p. 201—202.

Dobrescu, L. şi *Dobrescu Valeria.* Flotaţia ionică o nouă metodă pentru extragerea metalelor din soluţii diluate, *nr. 6*, 1968, p. 231—238.

Diaconu, I. Iazurile de decantare a apelor reziduale industriale evacuate din uzinele de preparare a minereurilor neferoase, nr. 7, 1968, p. 285—289.

Jude Elvira şi *Rotărescu Rodica.* Unele probleme ale prelucrării minereurilor uranifere, *nr. 8*, 1968, p. 342—346.

Frăţilă, N., Jude Elvira şi *Andronescu Anişoara* Consideraţii privind posibilităţile de concentrare a minereurilor uranifere cu conţinut de polimeri organici superiori (hidrocarburi solide), *nr. 9*, 1968, p. 384—388.

Ilie, P., Golz, A. şi *Ganiki Eugenia.* Flotarea aurului din zgurile rezultate la topirea în suspensie a concentratelor, *nr. 10*, 1968, p. 444—446.

Mihăilescu Lidia şi *Tulliu, D.* Utilizarea poliacrilamidei la epurarea apelor reziduale provenite din industrii carbonifere, *nr. 11*, 1968, p. 480—485. *Georgescu Elena şi Pangalos, A.* Aparatul Cendrex analizator de cenuşă din cărbune spălat destinat cocsificării, *nr. 11*, 1968, p. 499—501.

VII. PROTECŢIA MUNCII ŞI TEHNICA SECURITĂŢII

Văcaru, I. ş.a. Consideraţii asupra injectării apei sub presiune prin găuri lungi de sondă la E.M. Anina, *nr. 1*, 1968, p. 9—18.

Tomuş, I. ş.a. Metode noi de prevenire a focurilor de cuib aplicate cu succes în Valea Jiului, *nr. 3*, 1968, p. 115—119.

Coculescu, M., Bitir P. şi *Ghiţă, C.* Cercetări privind calculul debitului de aer în funcţie de factorul praf la lucrările miniere în fund de sac, *nr. 6*, 1968, p. 218—222.

Coculescu, M. Citeva proprietăţi ale formării prafului şi aplicarea lor în cercetare, *nr. 8*, 1968, p. 331—334.

Malei, I., Dicu, Al. şi *Dima, M.* Cercetări privind reducerea conţinutului de umiditate al aerului în perioada de vară la Salina Ocna Dej, *nr. 10*, 1968, p. 447—453.

VIII. ORGANIZARE ŞI ECONOMIE MINIERĂ

Dobre, Gh. şi *Silaş, I.* Folosirea metodelor de programare optimă a producţiei în industria minieră, *nr. 2*, 1968, p. 41—47.

Niţescu, Tr. Studii privind armonizarea şi optimizarea capacităţii autovehiculelor cu capacitatea utilajelor de încărcat cu cupă, *nr. 2*, 1968, p. 68—77.

Dobre, Gh. şi *Silaş, I.* Optimizarea transportului de substanţe minerale utile exploatate prin lucrări la zi, *nr. 5*, 1968, p. 161—169.

Ludmann, T., Szocs, H. şi *Mihalka, St.* Calculul rezervelor de substanţe minerale utile solide cu ajutorul unui calculator electronic analog, *nr. 5*, 1968, p. 194—197.

Docsănescu, C. şi *Niţescu, Tr.* Studiul comparativ privind utilajele de transport cu cupă, *nr. 6*, 1968, p. 223—230.

Lăzărescu, I. şi *Beiniceanu, C.* Rolul aurului şi evoluţia lui în domeniul economic (I), *nr. 6*, 1968, p. 239—246.

Lăzărescu, I. şi *Beiniceanu, C.* Rolul aurului şi evoluţia lui în domeniul economic (II), *nr. 7*, 1968, p. 290—297.

Truţă, I., Scurtu, H. şi *Nicoară, C.* Dublarea productivităţii în abataj prin montarea unui screper într-un abataj cu front lung la minereuri, *nr. 8*, 1968, p. 328—330.

Mihailovici, N. Despre clasificarea resurselor minerale, *nr. 9*, 1968, p. 351—357.

Iancu, G., Silaş, I. şi *Bădulescu, I.* Contribuţii la stabilirea bazelor teoretice ale unor condiţii industriale cu caracter calitativ pentru zăcămintele de minereuri, *nr. 9*, 1968, p. 358—362.

Milcovcanu. D. Metodele cercetării operaţionale, *nr. 10*, 1968, p. 422—429.

Fotă. D. Stabilirea valorilor caracteristice indicatorilor fizico-mecanici ai rocilor prin metode statistico-matematice, *nr. 12*, 1968. p. 521—530

A

Abraham, L. nr. 1, 1968, p. 1—8.
Abraham, L., nr. 2, 1968, p. 55—63.
Albert Margareta, nr. 10, 1968, p. 430—440.
Almăşan, B., nr. 8, 1968, p. 303—306.
Anastase, H. nr. 8, 1968, p. 324—327.
Andronescu Anişoara,. nr. 9, 1968, p. 384—388,
Andronescu Anişoara, nr. 12, 1968, p. 531—536
Anghel, V., nr, 2, 1968 p. 64—67.

B

Băbălău, D, nr. 8, 1968, p. 324—327.
Rădulescu, I., nr. 9, 1968, p. 358—362.
Beiniceanu, C., nr. 6, 1968, p. 239—246.
Beiniceanu, C., nr. 7, 1968, p. 290—297.
Bitir, P. nr. 6, 1968, p. 218—222.
Buligan M. nr, 5, 1968, p. 198—200.
Butoi, I. nr. 1, 968, p. 9—18.

C

Coculescu, M. nr. 6, 1968, p. 218—222.
Coculescu, M. nr. 9, 1968, p. 331—334.
Costache, Gh. nr. 9, 1968, p. 378—383.
Costîngioară, N. nr. 1, 1968, p. 9—18.
Covaci, St. nr. 11, 1968, p. 474—479.
Curpăn C. nr. 9, 1968, p. 363—371.
Curpăn, C. nr. 10, 1968, p. 405—413.

D

David, B. nr. 1, 1968, p. 24—29.
David, B. nr 4, 1968, p. 150—153.
Diaconu, I. nr. 7, 1968, p. 285—289.
Dicu, Al. nr. 10, 1968, p. 447—453.
Dijmărescu, I. nr. 4, 1968, p. 133—142.
Dijmărescu, L. nr. 8, 1968, p. 372—377.
Dima, S. nr. 5, 1968, p. 143—149.
Dima, M. nr. 10, 1968, p. 447—453.
Dîrdală, C. nr. 8, 1968, p. 335—341.
Dobre, Gh. nr. 2, 1968, p. 41—47.
Dobre Gh., nr. 5, 1968, p. 161—169.
Dobrescu, L., nr. 5, 1968, p. 170—178.
Dobrescu, L. nr. 6, 1968, p. 231—238.
Dobrescu Valeria, nr. 6, 1968, p. 231—238.
Docsănescu, C. nr. 6, 1968, p. 233—230.
Doczi, L. nr. 9, 1968, p. 372—377.
Dogaru, M. nr. 3, 1968, p. 109—114.

E

Ene, I. nr, 5, 1968, p. 179—190.

F

Fejes, L. nr. 9, 1968 p. 372—377.
Fekete, A. nr. 10, 1968, p. 430—440.
Filip, Gh. nr. 1, 1968, p. 24—29.
Filip, Gh. nr. 4, 1968, p. 150—153.
Fodor, D. nr. 3, 1968, p. 89—101.
Fodor, D. nr. 10, 1968, p. 414—421.
Fotă, D. nr. 12, 1968, p. 521—530
Frăţilă, N. nr. 9, 1968, p. 384—388.

G

Gabrian, V. nr. 9, 1968, p. 363—371.
Gabrian, V. nr. 10, 1968, p. 405—413.
Gaube, R. nr. 7, 1968, p. 298—301.

Ganițchi Eugenia, nr. 10, 1968, p. 444—446.
Georgescu, D. nr. 7, 1968, p. 257—271.
Georgescu Elena, nr. 11, 1968, p. 499—501.
Georgescu, D. nr. 7, 1968, p. 257—271.
Ghițescu Tamara, nr. 9, 1968, p. 389—394.
Gotz, A. nr. 4, 1968, p. 154—159.
Gotz, A. nr. 10, 1968, p. 444—446.
Grosu, A, nr. 11, 1968, p. 469—473.
Gurău, A. nr. 1, 1968, p. 9—18.

H

Huber Panu, I. nr. 1, 1968, p. 48—54.
Hulă, Gh. nr. 1, 1968, p. 9—18.
Henzel, I. nr. 3, 1968, p. 115—119.

I

Iancu, G. nr. 9, 1968, p. 358—362.
Iliaș, N. nr. 6, 1968, p. 209—217.
Ilie, P. nr. 5, 1968, p. 198—200.
Ilie, P. nr. 9, 1968, p. 389—394.
Ilie, P. nr. 10, 1968, p. 444—446.
Iliescu Lucia, nr. 4, 1968, p. 143—149.
Ioniță, I. nr. 4, 1968, p. 154—159.

J

Jude Elvira, nr. 8, 1968, p. 342—346.
Jude Elvira, nr. 9, 1968, p. 384—388.
Jurca, Z. nr. 9, 1968, p. 372—377.

K

Karamata, S. nr. 11, 1968, p. 490—498.

L

Lăzărescu, I. nr. 5, 1968, p. 201—202.
Lăzărescu, I. nr. 6, 1968, p. 239—246.
Lăzărescu, I. nr. 7, 1968, p. 290—297.
Ludman, T. nr. 5, 1968, p. 194—197.

M

Marian, I. nr. 6, 1968, p. 209—217.
Marta, V. nr. 3, 1968, p. 115—119.
Mataca, E. nr. 7, 1968, p. 280—284.
Matei, I. nr. 10. 1968, p. 447—453.
Mănescu, D. nr. 11, 1968, p. 461—468
Mănescu, D, nr. 12, 1968, p. 505—512.
Mihailovici, nr. 9, 1968, p. 351—357.
Mihalka, St. nr. 4, 1968 p. 154—159.
Mihalka, St. nr. 5, 1968, p. 194—197.
Mihăilescu Lidia, nr. 11, 1968, p. 480—485.
Milcoveanu, D. nr. 10, 1968, p. 422—429.
Mircescu, Gr. nr. 4, 1968, p. 160—162.
Mîrza, I. nr. 11, 1968, p. 490—498.
Movileanu, A. nr. 10, 1968, p. 441—443.

N

Nachbar, B. nr. 8, 1968, p. 335—341.
Nicoară, C. nr. 8, 1968, p. 328—330.
Nițescu, Tr. nr. 2, 1968, p. 68—77.
Nițescu, Tr. nr. 6, 1968, p. 223—230.
Nojkin, N. nr. 3, 1968, p. 102—108.

O

Onac, G. nr. 11, 1968, p. 474—479.

P

Pangalos, A. nr. 11, 1968, p. 499—501.
Pavelescu, L. nr. 5, 1968, p. 179—190.
Păsculescu, M. nr. 2, 1968, p. 79—81.
Păsculescu, M. nr. 7, 1968, p, 272,—279.
Pomîrleanu, V. nr. 10, 1968, p. 441—443.
Popa, A. nr. 8, 1968, p. 313—316.
Popescu, Al. nr. 11, 1968, p. 474—479.
Popescu, Gh. nr. 7, 1968, p. 272—279.
Pruteanu Margarita, nr. 5, 1968, p. 191—193.

R

Roman, P. nr. 8, 1968, p. 307—312.
Rotărescu Rodica, nr. 8, 1968, p. 342—346.

S

Savin, F. nr .7, 1968, p. 257—271.
Scutaru, I. nr.2, 1968, p. 64—67.
Silaș, I. nr. 2, 1968, p. 41—47.
Silaș, I. nr. 5, 1968, p. 161—169.
Silaș, I. nr. 9, 1968, p. 358—362.
Singeorzan, V. nr. 7, p. 280—284.
Suru, V. nr. 11, 1968, p. 486—489.
Stanciu, C. nr 12, 1968 p. 513—520.
Szocs, H. nr. 5, 1968, p. 194—197.

Ș

Ștef. C. nr. 7, 1968, p. 280—284.

T

Tătaru, S. nr. 1, 1968, p. 24—29.
Tătaru, S. nr. 4, 1968, p. 150—153.
Teodorescu, C. nr. 1, 1968, p. 9—18.
Teodorescu, C. nr. 3, 1968, p. 102—108.
Toth, Z. nr. 4, 1968, p. 154—159.
Tomuș, I. nr. 3, 1968, p. 115—119.
Totorcea, C. nr. 8, 1968, p. 324—327.
Tulliu, D. nr. 11, 1968, p. 480—485.
Truță, I. nr. 8, 1968, p. 328—330.

U

Ungureanu, I. nr. 3, 1968, p. 115—119.

V

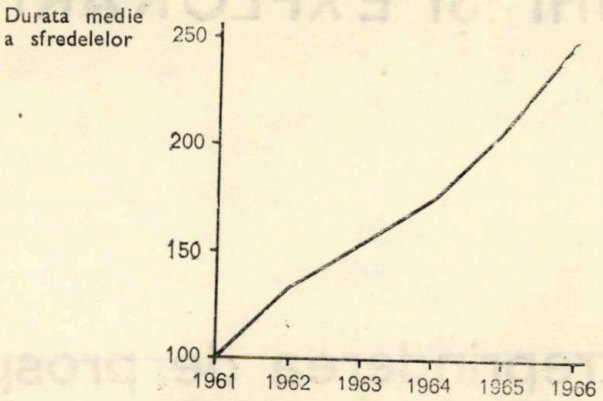
Văcaru, I. nr. 1, 1968, p. 9—18.
Vîlculescu, I. nr. 8, 1968, p. 317—323.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacția și administrația: București, Calea Victoriei nr. 109, sectorul I, telefon 15. 15. 40. Revista este editată de Oficiul de documentare și publicații tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administrația revistei. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002 B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informația" str. Brezoianu 23—25, București, c. 6002

Taxele poștale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1967.

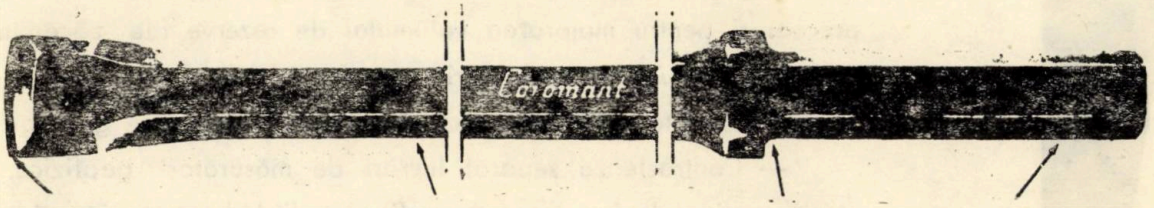
43413

Acum puteţi obţine şi mai mulţi metri foraţi cu sfredelele integrate Coromant



Creşterea procentuală a duratei medii a sfredelelor integrate Coromant din 1961 pînă în 1966

Aici sînt cîteva din îmbunătăţirile care lungesc viaţa unui sfredel



O nouă calitate de carbură, mai durabilă, fără pierderea tenacităţii măreşte metrajul de gaură realizat între reascuţiri.

Exteriorul sfredelului şi gaura centrală de spălare sînt mai bine protejate contra coroziunii printr-un tratament chimic îmbunătăţit (SR) de unde rezultă riscuri mai mici de oboseală a oţelului şi de rupere a sfredelului.

Cepul Sandvik HS, brevetat, are o formă nouă pentru prevenirea ruperii premature între cepul sfredelului şi umărul său şi a fost îmbunătăţit în continuare printr-un nou procedeu de şlefuire.

Un nou tratament termic al cepului sfredelului asigură o mai bună structură şi tărie a oţelului şi astfel o mai mare rezistenţă la oboseală.

De ce jumătate din sfredelele integrate folosite în lumea întreagă sînt sfredele Coromant? Deoarece cei care le folosesc găsesc că pot realiza un metraj mai mare cu cheltuieli mai reduse de perforare.

Viaţa sfredelului a fost acum şi mai mult prelungită datorită unei serii întregi de noi îmbunătăţiri. Graficul de mai sus arată mărimea realizată a duratei (pe baza unor probări intense în mina proprie a firmei Sandvik şi la perforarea pentru producţie în toată lumea).

Obţineţi toate celelalte informaţii necesare acum!
Luaţi contactul cu reprezentanţa cea mai apropiată a firmei Atlas Copco AB, S-125 23 Stockholm, Suedia, prin intermediul întreprinderii Maşinimport, Bucureşti, str. M. Eminescu nr. 10, sector I.
VÎNZĂRI ŞI SERVICII ÎN PESTE 100 ŢĂRI.

Da! aş dori să cunosc mai multe despre sfredelele integrate Coromant. Vă rog trimiteţi-mi noua Dvs broşură.

Numele _____

Intreprinderea _____

Adresa _____

_____

15/68

Atlas Copco

MINISTERUL MINELOR

DIRECȚIA GENERALĂ DE PROSPECȚIUNI ȘI EXPLORĂRI MINIERE

Întreprinderea de prospecțiuni și laboratoare I.P.L. București B-dul N. Titulescu nr. 85-87

— Execută lucrări de cercetări geologice (prospecțiuni geologice, geofizice și geochimice) pentru descoperirea zăcămintelor de minereuri auro-argentifere, neferoase, de fier, sare și nemetalifere, cărbuni etc., precum și pentru majorarea volumului de rezerve ale zăcămintelor în extinderea actualelor exploatări.

— Execută studii geologice de sinteză și expertize geologice.

— Contractează separat lucrări de măsurători geofizice, analize chimice, mineralogice și spectrografice, studii hidrogeologice, ridicări topo și triangulații.

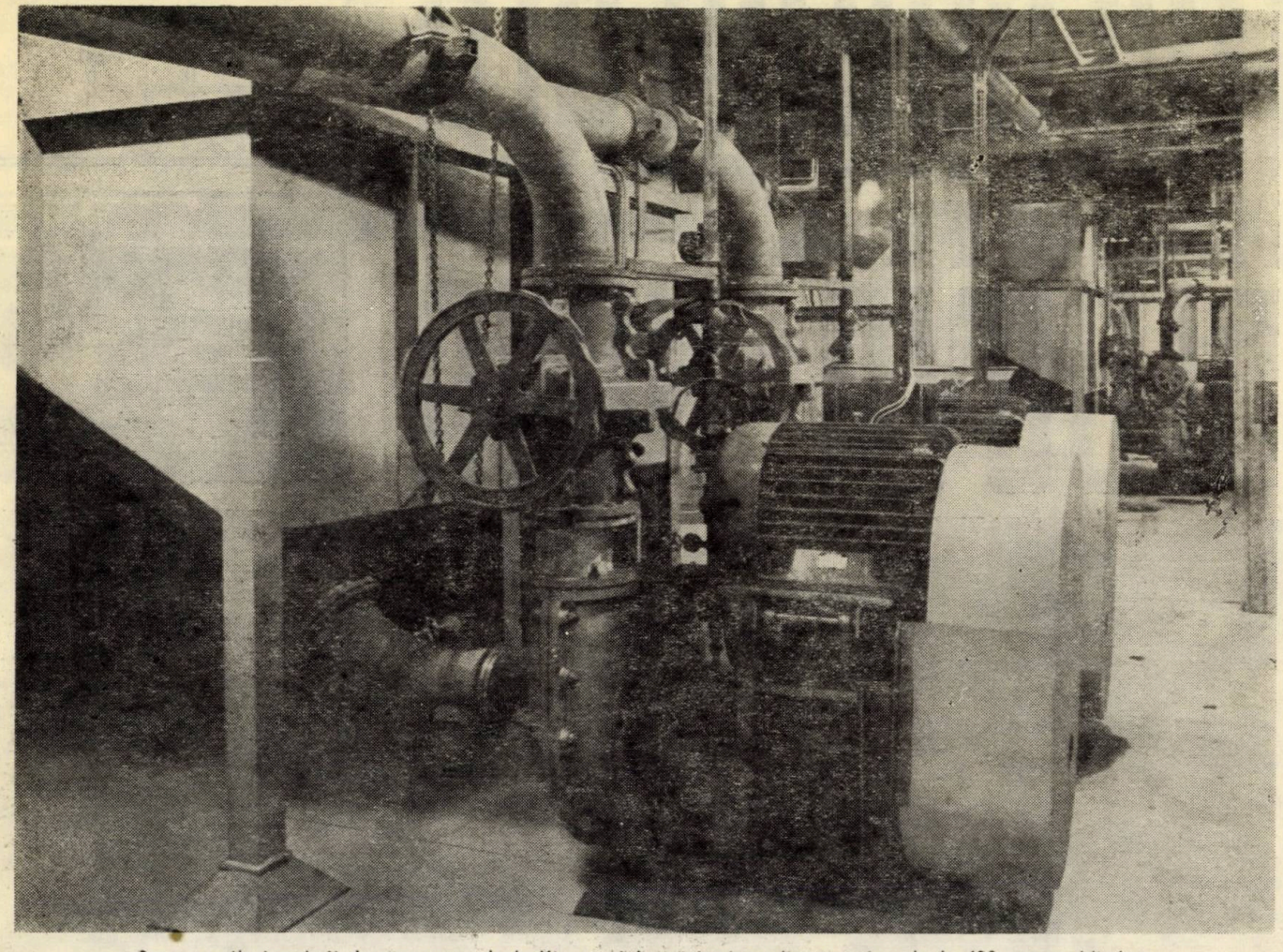
— Execută asistență geologică pe bază de contracte cu beneficiarii executanți de lucrări geologice.

— Execută lucrări de explorare prin foraje de adîncime medie geologice și hidrogeologice), precum și prin lucrări miniere de suprafață și în subteran (șanțuri, puțuri, galerii, suitori și lucrări speciale).

Execută lucrări de construcții miniere, pe baza proiectelor puse la dispoziție de beneficiari.

— Activitatea întreprinderii **se extinde în toate regiunile țării și în străinătate,** pe bază de convenții sau contracte încheiate cu părțile interesate.

Pentru realizarea obiectivelor urmărite, întreprinderea este dotată cu laboratoare de analize chimice, mineralogice, spectrografice și constante fizice, sectoare de prospecțiuni geologice, geofizice (carotaj electric și radioactiv, măsurători de deviație, cavernometrie, termometrie, electrometrie și magnetism), geochimie, hidrogeologie, topografie și cartografie, precum și utilajele necesare executării lucrărilor de explorare.



Pentru noile instalații de preparare de la Kiruna și Leveăniemi am livrat mai mult de 120 pompe blindate

Pompe de cauciuc blindate Morgårdshammar

Tipurile Hydroseal sînt fabricate pentru fluide vîscoase și corozive după brevetul firmei Allen-Shermau-Hoff Pump Co., Paoli, Penna., U.S.A.

Domeniile de folosire :

- Transportul pulpei (fluide vîscoase) în instalațiile de preparare.
- Transportul amestecului crud de ciment pînă la o concentrare de 70—75 %. Materialul vîscos de la amestecător la cuptorul de ardere.
- Transportul rămășițelor de sfeclă de la instalațiile de spălare din industria zahărului.
- Transportul de „Mesă", deseori la 100° C, a calcarelor, oxidului de magneziu, piritelor etc. în industria celulozei.
- Transportul de nisip în pietriș, în balastiere și instalațiile Rheax
- Transportul de nisip și noroi în instalațiile de limpezirei
- Transportul pulpei (tulburelii) cu efect de mascare în tuburi lungi prin pompe în serie.

Vă rugăm trimiteți detalii asupra :

☐ **Pompe cu etanșare hidraulică**
☐ **Concasoare**
☐ **Mori**

Numele .....

Întreprinderea .....

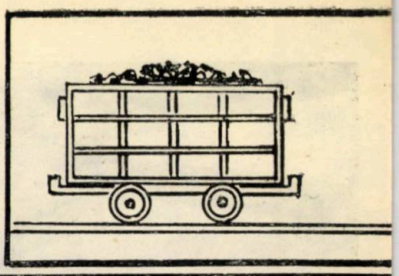
Adresa .....

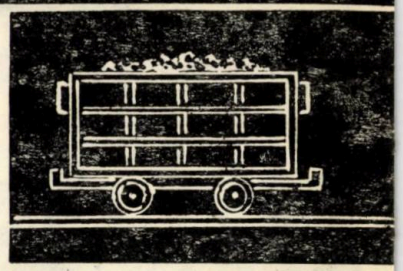
Țara .....

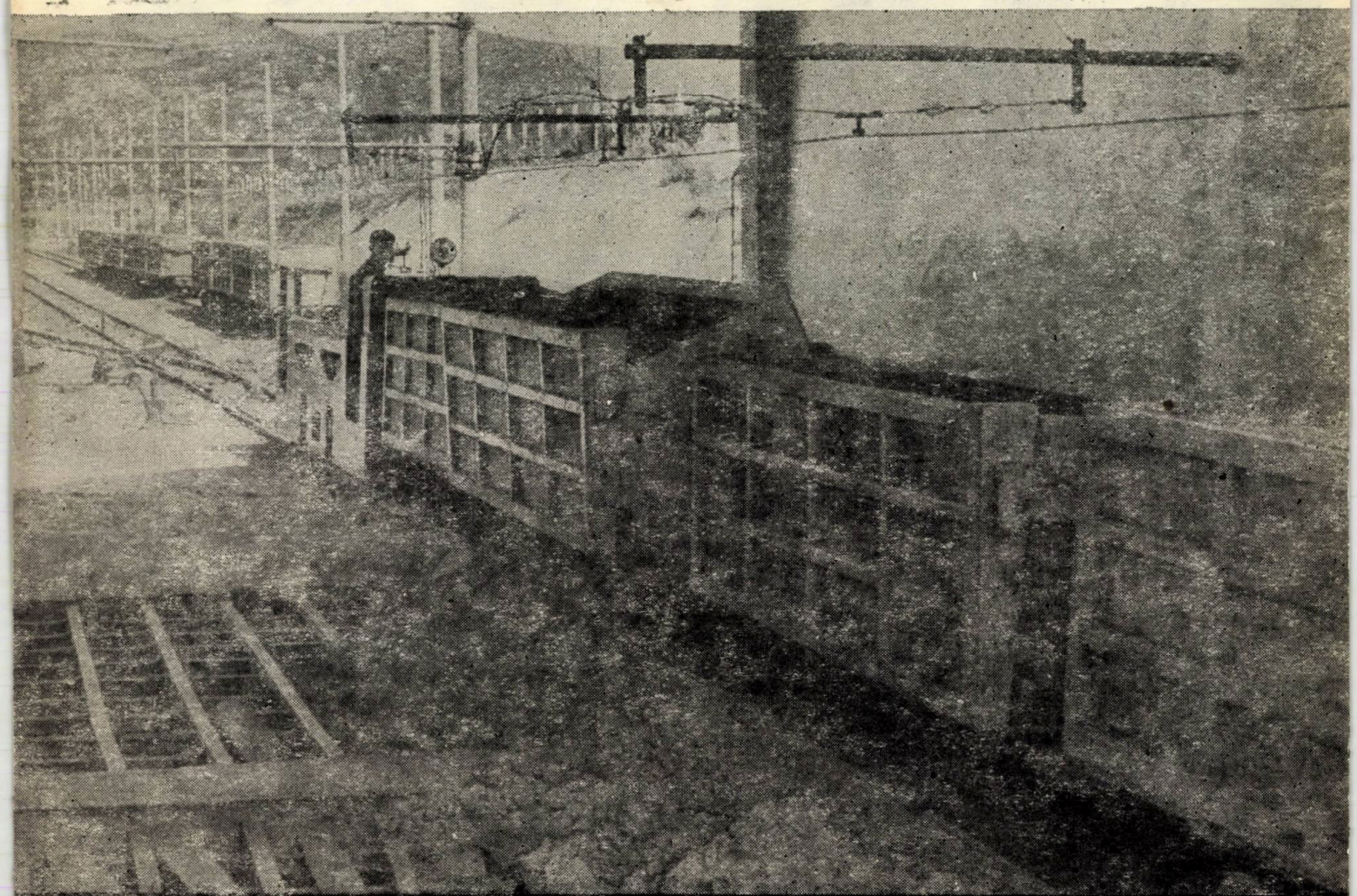
MORGÅRDSHAMMAR

Morgårdshammar AB, Fack, 777 01, Smedjebacken, Schweden Telefon: 711 00 Telegramm: Morgårdshammar, Ludvika Telex: 73243, morverk smbn

INTREPRINDEREA MINIERĂ MOLDOVA NOUĂ



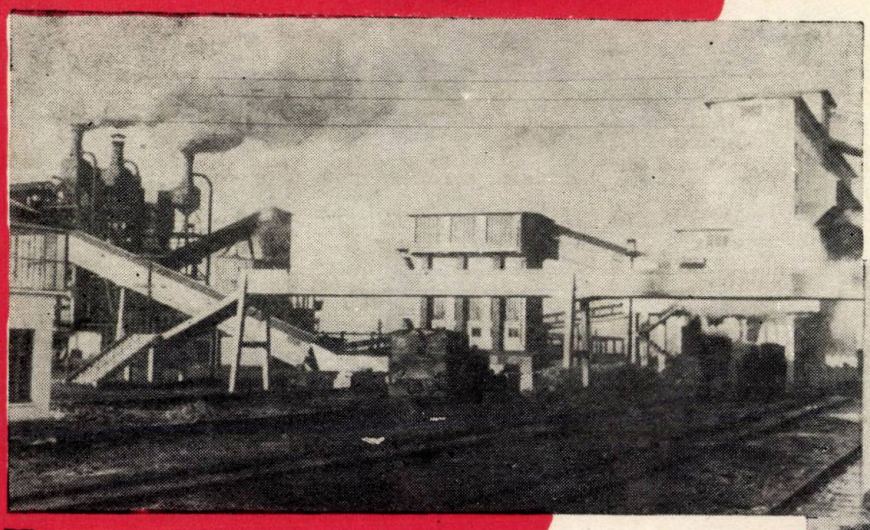


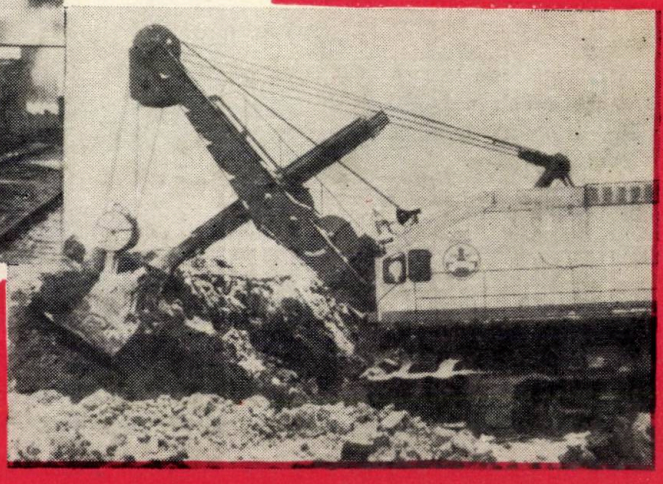


DESCĂRCAREA AUTOMATĂ A VAGONETELOR CU MINEREU DE CUPRU

INTREPRINDEREA MINIERĂ

CĂPENI

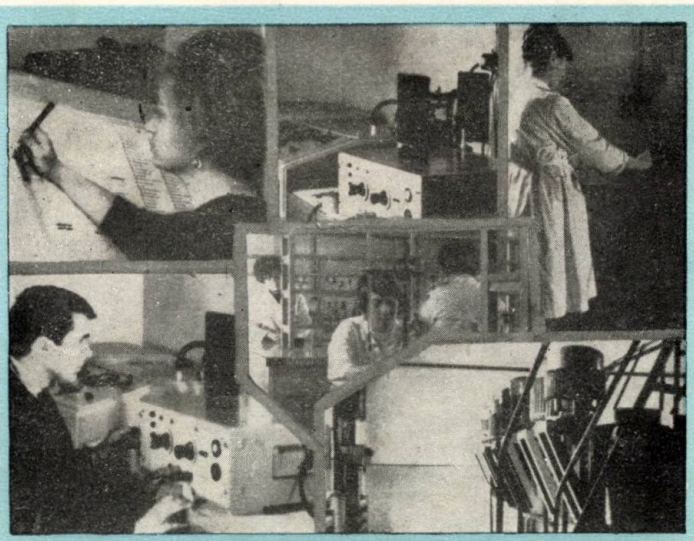


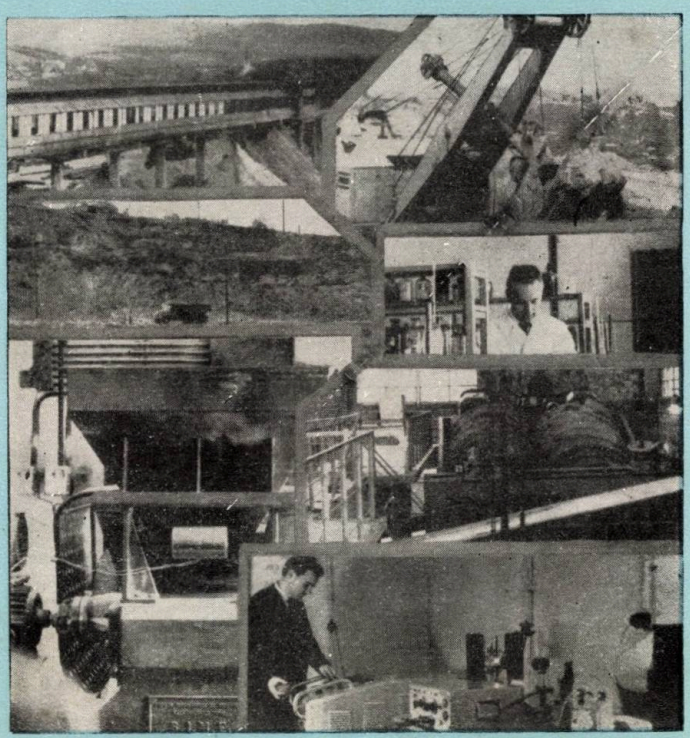


LIGNITUL ŞI BRICHETELE DE CĂPENI
DAU CĂLDURĂ IN TOATĂ ŢARA

CCSN CLUJ, CENTRUL DE CERCETARI PENTRU SUBSTANȚE NEMETALIFERE

din cadrul Întreprinderii miniere Cluj, cu sediul în Cluj, str. Căii Ferate nr. 10-11, telefon 22330, interior 181, interurban 24, telex 031 sau 227, execută lucrări de cercetări, studii și analize pentru minerale nemetalifere, argile refractare, roci, minereuri de fier, ape reziduale, la cererea unităților interesate din industria minieră și alte ramuri, din întreaga țară, pe bază de convenții și contracte. Pentru realizarea obiectivelor urmărite, CCSN-CLUJ este dotat cu laboratoare de analize chimice și fizice, cu aparatură modernă pentru analize microscopice, granulometrice-micronice cu piloți pentru încercări fizice și de preparare mecanică și sortare calorimetrică, precum și cu personal tehnic de înaltă calificare, încadrat în serviciile sale de cercetare minieră și de preparare.





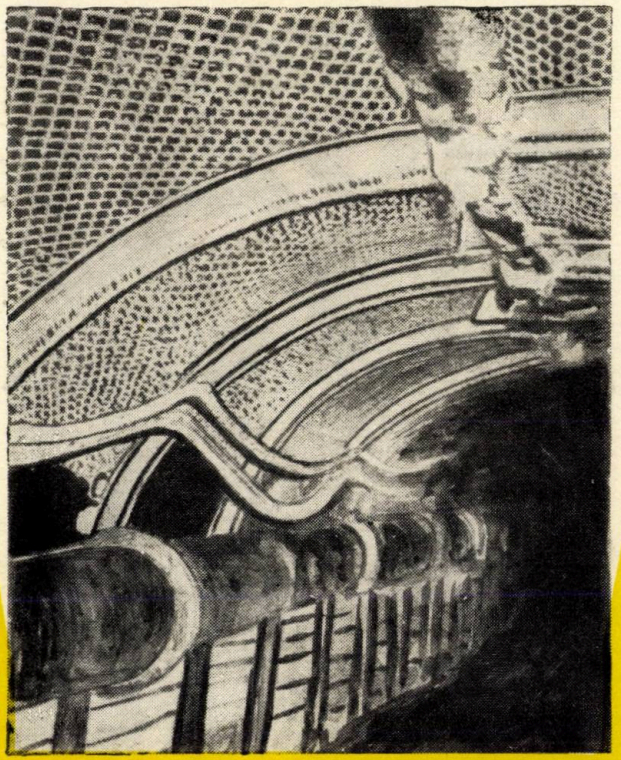
CCSN—CLUJ execută:

- studii de cercetări pentru metode de exploatare în subteran și la suprafață:
- colaborări la studii de aeraj;
- studii geologice și miniere;
- clasări de nisipuri
- încercări de flotație
- încercări de înnobilare chimică;
- clasări colorimetrice SORTEX
- secțiuni microscopice
- secțiuni lustruite
- analize microscopice
- analize granulometrice micronice
- determinări de grad de alb
- microfotografii
- studii mineralogice și petrografice
- analize calitative de dispersie medie pentru Fe, Si, Ca, Mg, Ti
- analize semcantitative pentru elemente
- determinări radiometrice calitative
- determinări de radiochimie
- analize fizice (granulometrice, componente levigabile, rezistențe mecanice, permeabilități, punct vitrificate, plasticitate, etc)
- analize chimice complete (silicați, minereuri de fier, silice liberă, calcare și dolomite, ape).

- CAOLIN de Aghireș STAS 232/53 pentru ceramică fină și electroceramică
- NISIP SPĂLAT de Aghireș STAS 5609/66 pentru turnătorii, sticlă și porțelan
- NISIP SPĂLAT SPECIAL dă Aghireș NI 177/65 pentru turnătorii
- FELDSPAT MĂCINAT de Muntele Rece—Cluj STAS 268/65 pentru ceramică fină, electroceramică, sticlă, electrozi
- BENTONITĂ MĂCINATĂ LIANT de Valea Chioarului—Cluj STAS 3624/62 pentru turnătorii
- CALCAR (calibrat) STAS 5297/63 pentru furnale, STAS 3967/55 pentru industria sodică
- DOLOMITA (calibrată) de Buru pentru sticlă și ceramică fină
- ARGILE REFRACTARE de Suncuiuș STAS 2554/62 pentru industria siderurgică
- CONCENTRAT DE FIER de Căpuș NI 157/64 pentru siderurgie;
- PĂMÎNTURI REFRACTARE de Popești NI 75/55 pentru siderurgie.

ÎNTREPRINDEREA MINIERĂ–CLUJ

cu sediul în Cluj, str. Horia 78, telefon 22830, interurban 24, telex 031 sau 227, produce și livrează la cererea consumatorilor din țară o gamă variată de sortimente miniere preparate și calibrate, pentru multiple utilizări în industria națională.



produce :

— lignit şi cărbune brun
— nisip bituminos
— bitum natural
— uleiuri polare

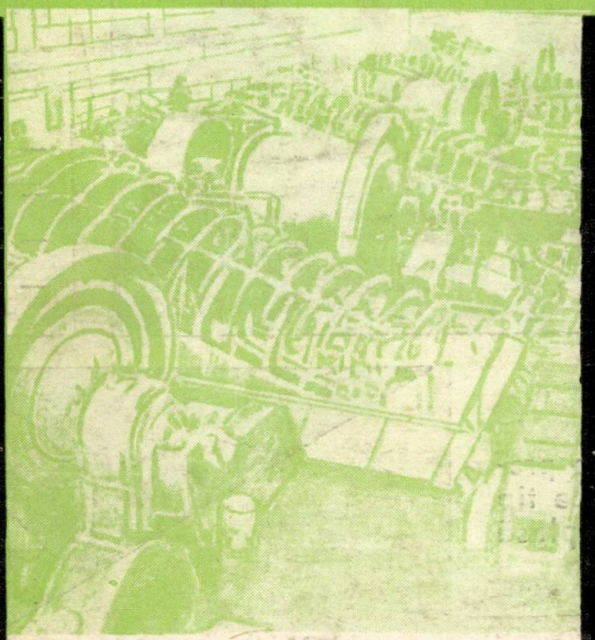
E. M. Voievozi

susţinerea galeriilor de pregătire cu armături metalice tip clopot şi bandajare cu plasă de sîrmă

INTREPRINDEREA MINIERĂ ORADEA

1969 FEB 7

INTREPRINDEREA MINIERĂ DEVA



Flotația Deva I, hala morilor